Opłata pocztowa uiszczona ryczałtem

CEMENT

ORGAN ZJEDNOCZENIA FABRYK CEMENTU R. P.

Rok VI/XV Warszawa, Kwiecień 1950 r. Nr. 4



TREŚĆ

Zdjęcie na zewnętrznej stronie okładki przedstawia fragment stoiska reprezentującego przemysł cementowy na XXIII Międzynarodowych Targach Poznańskich

CEMENT

ORGAN ZJEDNOCZENIA FABRYK CEMENTU R. P.

ROK III/XII WARSZAWA, KWIECIEN 1950 R. Nr 4

Mgr. inż. JERZY GRZYMEK
Sosnowiec

Jak obliczać produkcję pieców obrotowych, pracując metodą mokrą

Obecnie, kiedy nasze zakłady przyjęły dodatkowe zobowiązania w zakresie produkcji klinkru i cementu, a współzawodnictwo indywidualne i zespołowe rozwija się i czyni coraz większe postępy, jest rzeczą konieczną, aby chemicy zaznajomili się z metodami ścisłego obliczania produkcji klinkru w piecach, które nie posiadają automatycznych wag do ważenia klinkru.

Obliczenie wyników produkcji klinkru nie powinno, jak dotychczas, obejmować tylko sumy produkowanego klinkru we wszystkich piecach; kierownik produkcji i kierownik laboratorium powinni znać metodę, która pozwoli im na ustalenie ilości wypalonego półproduktu w każdym piecu, w ciągu kolejnych dni tygodnia i miesiąca.

Poniżej przytaczam sposób, który opracowałem i wypróbowałem w czasie swej praktyki przemysłowej w 2-ch większych zakładach.

Sposób ten pozwalał mi na dość ścisłe określanie produkcji pieców i przy jego stosowaniu nigdy nie miałem poważniejszej nadwyżki, bądź też niedoboru w zapasach klinkru.

Jak wiadomo, ilość zużytego szlamu mierzymy na podstawie jego całodziennego zejścia do pieców, przyjmując za podstawę do obliczeń — objętość zbiorników, z których szlam zostaje doprowadzany do pieców. Liczbę tę należy sprawdzać codziennie, wyliczając ilość zużytego szlamu z objętości naczyń pomiarowych oraz z ilości czasu, potrzebnego do ich napełniania.

Jako przykład podaję zakład, który posiada 4 piece. Przy każdym z nich, pomiędzy podawaczami szlamu, a wlotem wprowadzającym szlam do pieca, znajduje się osobny garnek pomiarowy. Piec 1-szy posiada garnek pomiarowy o objętości 20 litrów; średnie napełnianie tego garnka szlamem, obliczone przy pomocy stopera, wynosi 7,5 sekundy. Piece: II, III i IV posiadają garnki pomiarowe o pojemności 145-ciu litrów, przy czym czas napełniania garnka pieca II i III wynosi po 41 sekund, a pieca IV — 26 sekund.

Obliczanie zejścia szlamu do każdego pieca dokonuje się przy pomocy następujących wzorów:

dla pieca I $\frac{20}{7.5} \times \frac{3600 \times 24}{1000} = 230\ m^3$ szlamu

„ „ II $\frac{145}{41} \times \frac{3600 \times 24}{1000} = 305\ m^3$ „

„ „ III $\frac{145}{41} \times \frac{3600 \times 24}{1000} = 305\ m^3$ „

„ „ IV $\frac{145}{26} \times \frac{3600 \times 24}{1000} = 480\ m^3$ szlamu

Teoretycznie więc, zejście szlamu do pieców w ciągu 24-ech godzin wynosi = 1320 m^3 szlamu

Tymczasem z pomiarów zbiorników szlamowych okazało się, że ilość szlamu, która została doprowadzona do pieców w okresie badań, wyniosła w rzeczywistości tylko 1215 m^3, a zatem o 105 m^3 mniej, aniżeli wypadałoby z teoretycznego obliczenia.

Należy dążyć oczywiście do tego, ażeby wymienione liczby wykazywały jak najmniejszą różnicę, to znaczy, by nie zachodziły zbyt wielkie rozbieżności pomiędzy pomiarami, dokonywanymi na podstawie objętości zbiorników szlamowych oraz podawaczy szlamu. W tym celu koniecznem jest przestrzeganie następujących przepisów:

1. Zbiorniki szlamu muszą być co pewien czas czyszczone celem usunięcia z ich ścian starego, zeschniętego szlamu, tak zwanej krusty.

2. Przy obliczaniu objętości zbiorników uwzględniać fakt istnienia cienkiej warstwy krusty, tworzącej się na ścianach zbiorników nawet przy ich częstym czyszczeniu. (Powstający z tego powodu błąd w obliczeniach objętości zbiorników, wynosi około 0,5% przy szlamach bardziej płynnych; przy szlamach gęstszych — błąd dochodzi do 2%).

3. Podana wyżej średnia liczba sekund, potrzebnych do napełniania się garnka pomiarowego musi być mierzona bardzo dokładnie i co najmniej w okresach półgodzinnych.

4. Garnek pomiarowy powinien być przed każdym pomiarem dokładnie oczyszczony.

W wypadku stwierdzenia różnicy pomiędzy obydwoma pomiarami — przyjmujemy do obliczenia rzeczywiste zejście szlamu, ustalone na podstawie jego ubytku ze zbiorników.

Celem wyznaczenia rzeczywistego zejścia szlamu do każdego pieca, ustalamy różnicę (w procentach) pomiędzy ilością szlamu obliczoną na drodze teoretycznej a ilością szlamu, doprowadzonego do pieców, obliczoną na podstawie ubytku w zbiornikach. Różnica ta wyniesie średnio:

$$\frac{(1320 - 1215) \times 100}{1320} = 7{,}95\%$$

Poprawka dla pieca	Ilość szlamu faktycznie doprowadzona do pieców:
I 230 (1 — 0,0795)	I 212 m³.
II 305 (1 — 0,0795)	II 281 m³.
III 305 (1 — 0,0795)	III 281 m³.
IV 480 (1 — 0,0795)	IV 441 m³.
Razem	1215 m³.

Ilość 1215 m^3 szlamu, obliczona z uwzględnieniem poprawki (7,95%), jest sumą rzeczywistego zejścia szlamu do czterech pieców. Chcąc obliczyć produkcję klinkru każdego pieca na podstawie ilości zużytego szlamu, musimy z kolei zająć się określeniem ciężaru litra szlamu w zależności od zawartości wody. W tym celu mierzymy ciężar litra szlamu przy 40% zawartości wody w normalnej temperaturze oraz stałym składzie fizycznym i chemicznym mąki surowej, którą normalnie stosujemy w produkcji. Normalny skład chemiczny mąki surowej określamy przez zawartość wapnia, w naszym wypadku CaO = 43,0%.

Zmierzony ciężar litra szlamu = 1,600 kg. Ciężar litra szlamu jest funkcjonalnie związany z zawartością wody w szlamie, ciężarem właściwym wody i ciężarem właściwym suchej mąki.

Zależność tę ujmujemy wzorem Nr. 1.

Wzór nr. 1

$$m = \frac{100}{\frac{100 - w}{s} + \frac{w}{1}}$$

m = ciężar litra szlamu,
s = ciężar właściwy suchej mąki,
w = % zawartości wody w szlamie,
1 = ciężar właściwy wody.

Na podstawie tego wzoru możemy obliczyć ciężar właściwy suchej mąki, przyjmując warunki pomiarowe zmierzonego ciężaru litra szlamu przy w = 40% H_2O, zmierzony ciężar litra szlamu = 1,600 kg/litr.

Wzór nr. 2.

$$s = \frac{100\,m - w\,m}{100 - w\,m} = \frac{100 \times 1{,}6 - 40 \times 1{,}6}{(100 - 40) \times 1{,}6} = 2{,}68$$

Obliczoną wartość ciężaru właściwego suchej mąki „s", (która jest wielkością stałą przy jej składzie fizycznym i chemicznym) wstawiamy do wzoru nr. 1, i obliczamy ciężary litrów szlamu dla zmiennych zawartości wody w szlamie dla surowca o ściśle określonej zawartości tlenku wapnia.

Wyniki ujmujemy w tabelę: z poprzednio już podanego wzoru nr. 1. wyprowadzamy że:

wzór nr. 3

$$m = \frac{100 \times s}{100 - w + (w \times s)}$$

ponieważ zaś s = 2,68

Wzór nr. 4.

$$m = \frac{268}{100 - w + 2{,}68\,w}$$

dla zmiennych zawartości wody w szlamie „w" wyliczamy przy pomocy wyprowadzonego wzoru nr. 4. odpowiadające tym zawartościom ciężary litra szlamu „m".

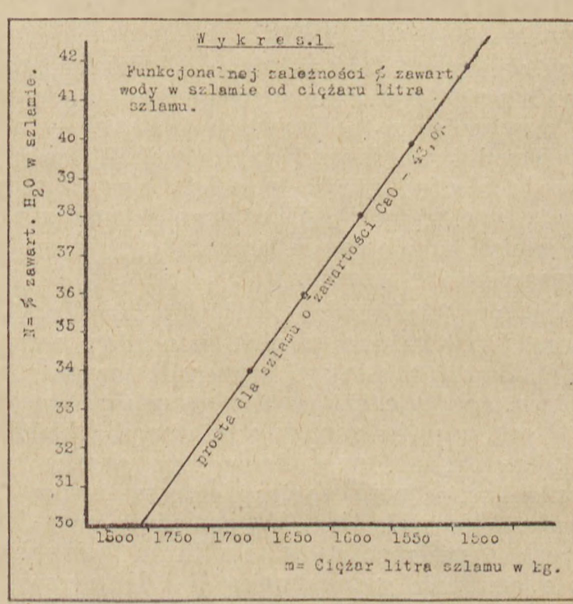
Wyniki ujmujemy w tabelę:

dla mąki surowej o średniej zawartości 43,0% CaO

w	34	36	38	40	42
m	1705	1670	1635	1600	1565

Wyniki tabeli ujmujemy w wykres nr. I, odcinając na osi „y" zawartość wody w szlamie „w", a na osi „x" — odpowiadający ciężar litra szlamu „m". W ten sposób otrzymujemy na wykresie szereg prostych, przy pomocy których możemy — w zależności od ciężaru zmierzonego litra szlamu — odczytywać, wprost z wykresów, zawartość wody, unikając za każdym razem uciążliwego odważania próbek szlamu, suszenia ich i ważenia mąki suchej.

Obliczony wykres należy sprawdzać co miesiąc ze względu na możliwość zmian w fizycznej strukturze stosowanych surowców w danym zakładzie.



Teoretyczną produkcję klinkru „P_1" w tonach obliczamy z ilości zużytego szlamu, przy pomocy wzoru:

Wzór nr. 5

$$P_1 = \frac{V . (100 - g) . m . (100 - w)}{100 . 100} \cdot \frac{(A \times p \times z + 100)}{100}$$

We wzorze tym określam:
V = objętość szlamu wprowadzonego do pieca (w metrach sześciennych),
g = straty prażenia suchej mąki surowej (w %),
m = ciężar litra szlamu (kg/l ltr.),
w = zawartość wody w szlamie (wagowa w %),
A = Absorpcję popiołu w klinkrze (ilość popiołu absorbowanego z ogólnej ilości popiołu w węglu),
p = zawartość popiołu w węglu doprowadzonym do pieca (w %),
z = zużycie węgla (w tonach na tonę klinkru).

Absorpcję popiołu „A" obliczamy na podstawie wzoru:

Wzór Nr. 6.

$$\frac{100 - A . p . z}{100} \cdot C_1 + \frac{A . p . z . c}{100} = C_2$$

Wzór ten wprowadzam na tej zasadzie, że ilość wapnia znajdującego się w klinkrze otrzymanym z pieca (tak zwany klinkier „praktyczny") jest równa ilość tlenku wapnia w klinkrze „teoretycznym", obniżonej przez ilość popiołu, absorbowanego przez klinkier w procesie jego wypalania.

Zawartość CaO w klinkrze „teoretycznym" oznaczam przez C_1.

Wzór nr 7.

$$C_1 = \frac{\text{CaO w mące surowej}}{100 - g} \cdot 100$$

Zawartość CaO w klinkrze „praktycznym" oznaczam przez „C_2" = jest to zawartości CaO w otrzymanym klinkrze z pieca.

Do określenia absorpcji „A" potrzebna jest nam jeszcze zawartość CaO w popiele z węgla, którą określam przez „c".

Z wzoru nr. 6 obliczam absorpcję popiołu w klinkrze „A",

Wzór Nr. 8.

$$A = \frac{100\ (C_1 - C_2)}{p . z\ (C_1 - c)}$$

W omawianym przykładzie CaO w mące surowej = 43,6%,
straty prażenia g w mące surowej = 36,0%.

$$C_1 = \frac{43,6}{100 - 36} \times 100 = 68,2\%.$$

Przeprowadzona przeze mnie analiza średnio pobieranych prób wyprodukowanego klinkru wykazała zawartość:

$$CaO = C_2 = 64,9\%$$

Przeprowadzona analiza popiołu ze średniej pobieranych prób pyłu węglowego, co ½ godziny w okresie 24 godzinnej pracy pieca, wykazała

$$C = 8,2\%\ CaO$$

Zawartość popiołu w tym węglu:

$$p = 20\%.$$

Bilans pieca wskazywał zużycie:
z = 0,403 tony węgla na tonę wyprodukowanego klinkru.

Po podstawieniu tych dat we wzorze nr. 8 obliczamy absorpcję „A"

$$A = \frac{100\ (68,2 - 64,9)}{20 \times 0,403\ (68,2 - 8,2)} = \frac{0,68 \text{ ton popiołu}}{\text{tonę popiołu w węglu}}$$

Innymi słowy mogłem stwierdzić, że 68% ogólnej ilości popiołu z węgla została wprowadzona do produkowanego klinkru, a 32% popiołu zostało wyniesione przez komin.

Zawartość wody w szlamie „w" jak i ciężar litra szlamu oznaczamy ze średniej pobranych prób klinkru co ½ godziny w ilości po 0,5 litra, odbieranych przez całe 24 godziny pracy pieca.

Średnia zawartość wody w podawanym szlamie

$$w = 40\%\ H_2O$$

Średni ciężar litra szlamu

$$m = 1,600 \text{ kg/l.}$$

Po podstawieniu wszystkich oznaczonych i obliczonych danych do wzoru nr. 5 obliczamy współczynnik, przez który należy przemnożyć objętość szlamu wprowadzonego do pieca, aby otrzymać teoretyczną produkcję klinkru „P_1".

$$P_1 = V \cdot \frac{(100 - 36) - 1,600 . (100 - 40)}{100 \cdot 100} \times \frac{(0,68 . 20 . 0,4 + 100)}{100} = P_1 = V \times 0,649$$

P_1, jak już zaznaczyłem, jest to teoretyczna ilość wyprodukowanego klinkru, którą otrzymalibyśmy, gdybyśmy nie mieli strat kurzowych. Rzeczywistą ilość wyprodukowanego klinkru P_2 będziemy mogli obliczyć po uwzględnieniu strat kurzowych.

Straty kurzowe wyprowadzamy ze wzoru:

Wzór nr. 9.

$$P_2 = P_1 - K$$

Wzór ten oparty jest na tej zasadzie, że rzeczywista ilość wyprodukowanego klinkru P_2 jest różnicą pomiędzy ilością obliczonego na drodze teoretycznej klinkru P_1, a ilością strat kurzowych powstałych z wyniesienia mąki kurzowej do komina.

Straty kurzowe „K" podane w tonach wyniesionego pyłu przez komin, obliczamy, mnożąc procent strat kurzowych „k" przez ilość teoretycznej produkcjli klinkru P_1.

Wzór nr. 10.

$$K = \frac{k \times P_1}{100}$$

Podstawiając wartość „K" obliczoną ze wzoru nr 10 do wzoru nr. 9, obliczam procent strat kurzowych „k":

Wzór nr. 11.

$$P_2 = V \times 0{,}649 - \frac{k\ P_1}{100}$$

Wzór nr. 12.

$$k = \frac{0{,}649\ V - P_2}{P_1}\ 100$$

Dla pieca I-go w podanym przykładzie ilość szlamu, która została wprowadzona do pieca w okresie 3-ch zmian = V = 212 m³.

Przeważona jednorazowo na wadze kolejowej ilość wyprodukowanego klinkru P_2 w tym samym czasie = 133 tony,

obliczone $P_1 = 212 \times 0{,}649 = 137{,}5$

Po podstawieniu tej wielkości do wzoru nr. 11, procent strat kurzowych

$$k = \frac{137{,}5 - 133}{137{,}5} \cdot 100 = 3{,}3\%$$

Po podstawieniu wartości k = 3,3% do wzoru nr 11, ustalającego produkcję rzeczywistą P_2 klinkru, otrzymamy wzór, przy pomocy którego mamy możność obliczenia rzeczywistej produkcji pieca I-go przy 40% H_2O i 43,6% CaO w mące.

Znając „V", czyli objętość szlamu, która została doprowadzona do pieca, otrzymujemy, że:

$$P_2 = V \cdot 0{,}649 - \frac{3{,}3 \cdot P_1}{100}$$

$$P_2 = V \cdot 0{,}649 - V \cdot 0{,}649 \cdot \frac{3{,}3}{100}$$

Wzór nr. 13.

$$P_2 = V \cdot 0{,}649 \quad 0{,}967 = 0{,}627 \cdot V$$

Wzór ten przenosimy na wykres II nr. 1.

Na wykresie tym produkcję rzeczywistą w tonach klinkru P_2 odcinamy na osi „y", a „V" jako ilość w m³ wprowadzonego szlamu do pieca na osi „x".

Funkcjonalną zależność wyprodukowanego klinkru P_2 od objętości szlamu „V" przy 40% H_2O, wyznaczamy przez połączenie linią prostą dwu punktów, oznaczonych na wykresie jako 1 i 2.

Położenie tych punktów określają współrzędne obliczone na podstawie wzoru nr. 13.

Punkt 1. $x_1 = 212$ m³; $y_1 = 133$ tony klinkru

Punkt 2. $x_2 = 150$ m³; $y_2 = 95$ tony klinkru.

Ponieważ zawartość wody w szlamie, doprowadzanym do pieca, nie jest wielkością stałą i powinna być o ile możności jak najmniejszą — więc celem naszym jest wyznaczenie funkcjonalnej zależności produkcji P_2 od „V" — wprowadzonego szlamu do pieca, dla zmiennych zawartości wody w szlamie. Aby rozwiązać ten ostatni problem — wyznaczam na wykresie II. nr. 1 dodatkowe 2 punkty dla granicznej dolnej zawartości wody w szlamie, przy której szlam jeszcze może być doprowadzany do pieca. W naszym przykładzie dolna granica wartości wody w szlamie w = 34% H_2O, przy odpowiadającym ciężarze litra szlamu = 1,705 kg/l.

Obliczona absorpcja „A" jest mniejszą przy mniejszej zawartości wody i wynosi 0,60.

Zużycie węgla jest też mniejsze wynosi z = 0,380.

Inne daty potrzebne do obliczenia produkcji klinkru P_1 wedle wzoru nr. 14 pozostają niezmienione.

$$P_1 = V \cdot \frac{(100 - 36) \cdot 1{,}705 \cdot (100 -}{10^6}$$

$$\frac{- 34) \cdot (0{,}60 \cdot 20 \cdot 0{,}38 + 100)}{10^6}$$

Wzór nr. 14.

$$P_1 = V \cdot 0{,}751$$

Procent strat kurzowych znalazłem większy od procentu strat kurzowych przy stosowaniu szlamu o większej zawartości wody k = 6,2%

Produkcję rzeczywistą P_2 obliczamy tak jak poprzednio, po podstawieniu danych do wzoru

$$P_2 = V \times 0{,}751 - \frac{k \times P_1}{100} =$$

$$= V \times 0{,}751 - \frac{6{,}2 \times P_1}{100}$$

Wzór nr. 15.

$$P_2 = V \times 0{,}751 \times 0{,}938 = 0{,}705\ V.$$

Na podstawie wyprowadzonego wzoru nr. 15. obliczamy położenie współrzędnych dla punktu 3 i 4.

punkt 3. $x_3 = 212$ m³; $y_3 = 150$ ton klinkru.

punkt 4. $x_4 = 150$ m³; $y_4 = 116$ ton klinkru.

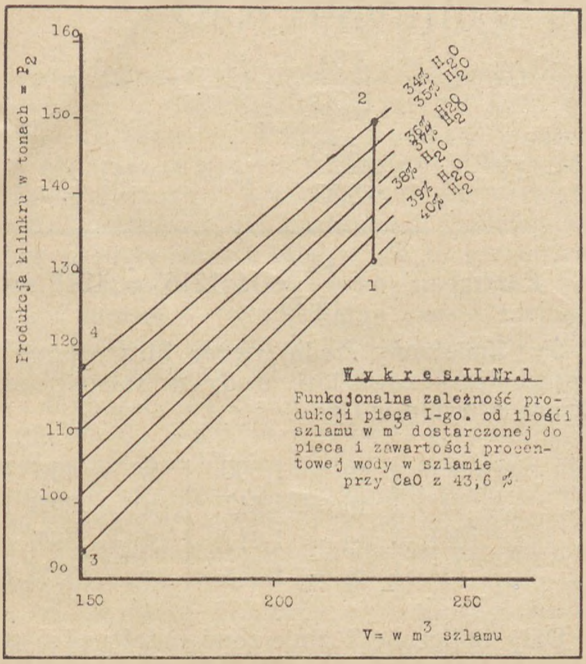
Łącząc oba punkty 3 — 4 linią prostą otrzymujemy funkcjonalną zależność wyprodukowanego klinkru P_2 od objętości szlamu „V", którą doprowadzamy do pieca przy zawartości wody w szlamie = 34% H_2O. Na wykresie otrzymujemy powierzchnię czworoboku ograniczoną punktami 1, 2, 3, 4. Boki 4 — 2 i 3 — 1 dzielimy na taką ilość równych odcinków, ile wynosi różnica w procentowej zawartości wody w szlamie pierwszego i drugiego pomiaru w naszym przykładzie.

pierwszy pomiar uwzględniał 40% H_2O w szlamie, drugi pomiar uwzględniał 34% H_2O w szlamie.

Liczba odcinków, na które należy podzielić boki 4 — 2, i 3 — 1 będzie wynosić:

$$40 - 34 = 6$$

Przez połączenie liniami prostymi odpowiadających sobie odcinków na bokach 4 — 2 i 3 — 1 otrzymujemy funkcjonalną zależność wyprodukowanego klinkru na piecu I, w zależności od objętości szlamu „V“ i zawartości wody w tym szlamie, przy stałej zawartości CaO w mące = 43,6%.



W podobny sposób obliczamy wykres II nr 2 dla pieca II-go i III-go, które posiadają te same wymiary i pracują w tych samych warunkach. Dla pieców tych przy 40% H_2O.

Wzór nr. 16.

$$P_2 = 0,640 \times V$$

przy 34% H_2O

Wzór nr. 17.

$$P_2 = 0,720 \times V$$

Wyznaczone punkty 1, 2, 3, 4 określają współrzędne umieszczone na załączonej obok tabeli.

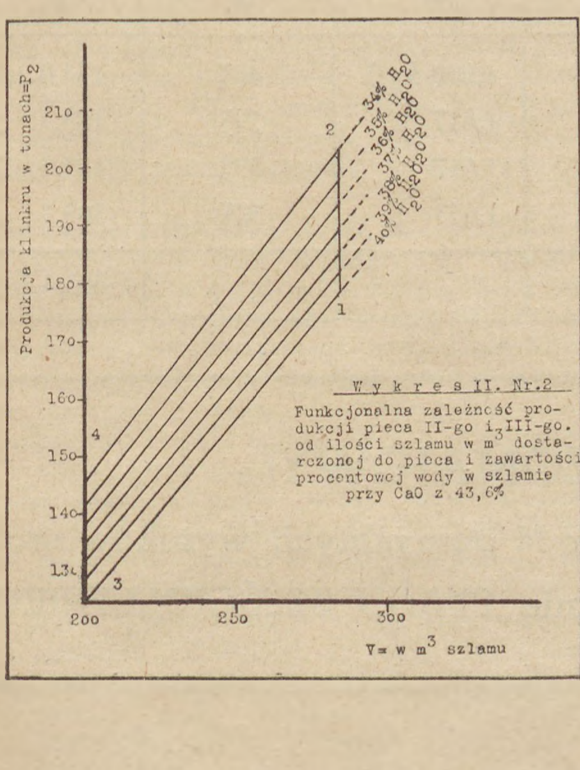
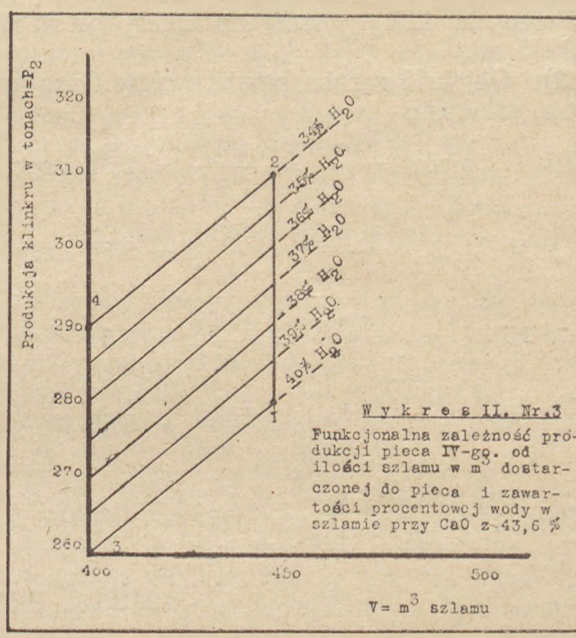


TABELA WYKRESU II. nr. 2 DLA PIECA II-go i III-go

punkty	V = x szlam	P_2 = y klinkier	H_2O w szlamie
1	281 m³	180 ton	40%
2	200 „	128 „	40%
	281 „	200 „	34%
4	200 „	144	34%

Przy pomocy załączonych wykresów można szybko, z wystarczającą dokładnością odczytywać codzienną produkcję klinkru z każdego pieca. W podobny sposób obliczamy i wyznaczamy wykres II Nr. 3 dla pieca IV-go.



Poniżej przytaczam tabelę dla IV-go pieca.

Zależności produkcji klinkru od ilości szlamu w m³ i zawartością procentowej wody w szlamie przy CaO = 43,6%.

TABELA WYKRESU II nr 3 DLA PIECA IV.

punkty	V = x szlam	P_2 = y klinkier	H_2O = W
1	400m³	250 ton	40%
2	441 „	287 „	40%
3	400 „	320 „	34%
4	441 „	290 „	34%

Do określenia produkcji, posługując się wykresami I i II, należy znać:

1) Objętość „H“ szlamu w m³, który doprowadzono do wszystkich pieców w danym zakładzie.

2) Szybkość wlotu szlamu do pieca, znając średnią szybkość w sekundach „t_n“ napełniania się garnka pomiarowego i jego objętość „u_n“ w litrach.

Na podstawie tych danych możemy wyliczyć objętość „V“ doprowadzoną na każdy piec, posługując się wzorem:

$$V = \frac{\frac{u_n}{t_n}}{\sum \frac{u_n}{t_n}} \cdot H$$

3) W dalszym ciągu należy znać średni ciężar litra szlamu — „m“, doprowadzonego do pieca; pozwala nam to na odczytanie średniej procentowej zawartości wody w szlamie — „w“.

Znając „V“ — objętość szlamu i procentową zawartość wody w szlamie „w“ — z wykresów II odczytujemy „P_2“ — produkcję klinkru z każdego pieca.

Dla przytoczonego przykładu:

1) Objętość szlamu zmierzona w zbiornikach zasilających, który zszedł na cztery piece H = = 1215 m³.

2) Objętość garnka pomiarowego. Czas napełnienia szlamem:

$$\text{dla I pieca} = \frac{u_1}{t_1} = \frac{20\ l}{7{,}5\ l} = 2{,}67\ l/sek.$$

$$\text{„ II „} = \frac{u_2}{t_2} = \frac{145\ l}{41\ l} = 3{,}54\ l/sek.$$

$$\text{„ III „} = \frac{u_3}{t_3} = \frac{145\ l}{41\ l} = 3{,}54\ l/sek.$$

$$\text{„ IV „} = \frac{u_4}{t_4} = \frac{133\ l}{26\ l} = 5{,}58\ l/sek.$$

$$\text{razem } \frac{u_1}{t_1} + \frac{u_2}{t_2} + \frac{u_3}{t_3} + \frac{u_4}{t_4} = 15{,}33\ l/sek. = \sum \frac{u_n}{t_n}$$

Objętość szlamu „V“, wprowadzona do pieca:

$$\text{I} \quad \frac{V_n}{t_n} = \frac{2{,}67}{15{,}33} \times 1215 = 212\ m^3.$$

$$\text{II} \quad „ = \frac{3{,}54}{15{,}33} \times 1215 = 281\ m^3.$$

$$\text{III} \quad „ = \frac{3{,}54}{15{,}33} \times 1215 = 281\ m^3.$$

$$\text{IV} \quad „ = \frac{5{,}58}{15{,}33} \times 1215 = 441\ m^3.$$

$$\text{Razem} = \frac{15{,}33}{15{,}33} \times 1215 = 1215\ m^3.$$

3) Zmierzony średni ciężar litra szlamu „m“ i procentowa zawartość wody w szlamie, odczytywana z wykresu I-go.

dla pieca I	m = 1,600	w = 40% H_2O
„ „ II	m = 1,617	w = 39% H_2O
„ „ III	m = 1,617	w = 39% H_2O
„ „ IV	m = 1,653	w = 37% H_2O

Daty obliczone i zmierzone należy ująć w tabelę i z wykresów II odczytać produkcję klinkru „P_2“ poszczególnych pieców.

UWAGA: Aby odczyty na wykresach były przybliżone do rzeczywistych należy wykresy te i obliczenia sprawdzać co najmniej jeden raz w okresie trzech miesięcy.

TABELA PRODUKCYJNA PIECÓW

Zakład .... Data ....

Piec	u_n	t_n	V	m	w	P_2
I	20 l.	7,5 sek.	212 m³	1,600 kg/l.	40%	133,0 ton
II	145 „	41,0 „	281 „	1,617 „	39%	183,5 „
III	145 „	41,0 „	281 „	1,617 „	39%	183,5 „
IV	145 „	26,0 „	441 „	1,653 „	37%	303,5 „
Razem	—	H =	1215 m³			803,5 ton

ARTYKUŁ DYSKUSYJNY

RUDOLF NOWAK
Kierownik Ref. Elektryczności
Cementowni Miasto-Opole.

Oszczędzajmy energię elektryczną

Z pośród zakładów przemysłu cementowego, zjednoczonych w Centrocemencie, część z nich posiada własne siłownie. Reszta natomiast pobiera energię elektryczną z sieci podległych Zjednoczeniom Energetycznym. Wśród siłowni fabrycznych nie wszystkie wyczerpują możliwości produkcyjne zespołów prądotwórczych. Dzieje się to z różnych przyczyn, najczęściej natury technicznej, które — jak sądzić można — w niedługim czasie zostaną usunięte. Pomimo zniszczeń wywołanych ostatnią wojną, mimo rabunku wielu elementów prądnic, turbin i urządzeń elektrycznych, dokonanego przez wycofujących się Niemców, zaradność pracowników sprawiła, iż w stosunkowo krótkim czasie, bez pomocy obcych specjalistów poczynione uszkodzenia zdołano usunąć. W wielu wypadkach dzięki pomysłowości i wynalazczości pracowników usprawniono pracę zespołów siłowni, tak że zwiększające się z roku na rok plany produkcyjne mogły być realizowane z nadwyżką.

W Planie Trzechletnim siłownie Centrocementu zdały egzamin z wynikiem dodatnim. Obecnie wchodząc w okres Planu Sześcioletniego należy poświęcić jeszcze więcej starań i opieki naszym siłowniom, aby mogły one sprawnie sprostać nowym zadaniom.

Wprawdzie Plan Sześcioletni przewiduje budowę nowych wielkich zaspołów prądotwórczych, lecz fakt ten nie zwalnia nas od wytężonej pracy nad utrzymaniem obecnych zaspołów w stanie najwyższej wydajności i sprawności. Nowe siłownie służyć będą w pierwszej linii do zasilania energią elektryczną nowych zakładów przemysłowych, mających powstać w ciągu najbliższych lat sześciu.

Wszystkie niemal siłownie Centrocementu mają już poza sobą znaczną ilość lat pracy, jednak przy starannej obsłudze i sumiennej pielęgnacji urządzeń, jak również dzięki harmonijnej współpracy kierownictwa technicznego, będą one mogły jeszcze długie lata zasilać agregaty, produkujące cement.

Równolegle z troskliwą opieką nad urządzeniami prądotwórczymi naszych zakładów, nastąpić musi oszczędniejsza gospodarka energią elektryczną. Dotychczas pokutuje jeszcze w wielu zakładach przestarzały sposób centralnego napędu dla kilku mniejszych agregatów, za pomocą jednego dużego silnika, transmisji i pasów. Tymczasem duży silnik dla centralnego napędu agregatów nie bywa nigdy wykorzystany, sprawność jego jest mała, spółczynnik mocy niski. Dlatego należy bezwarunkowo w najbliższym czasie przejść do indywidualnego napędu agregatów. Należy jednak pamiętać o tym, żeby stosować silniki dostosowane do zapotrzebowanej przez agregaty mocy. Przy zbyt wielkim silniku powstają podobne straty jak i przy stosowaniu silnika centralnego napędu. Tymczasem spotkać się można wśród energetyków cementowni, posiadających własne siłownie, z opinią, iż — mając własną siłownię — kierownictwo zakładu nie jest zmuszone starannie dobierać wielkość silnika do zapotrzebowanej przez agregat mocy, że — według ich zdania — można stosować większe silniki aniżeli tego potrzeba.

Twierdzenie takie jest mylne, gdyż jasnym jest, iż bez względu na to, z jakiego źródła energia pochodzi — jej nieekonomiczne wykorzystanie zawsze nazwiemy marnotrawstwem. Przy zbyt wielkim silniku spółczynnik mocy jest — jak wiadomo — niski. Przy dostawie energii z obcej siłowni niski spółczynnik mocy zwiększa koszt energii i odwrotnie — wysoki spółczynnik powoduje obniżenie kosztu energii. Spółczynnik mocy energii obcej winien wynosić najmniej 0,8. Obniżenie spółczynnika z 0,8 o jedną setną część podraża koszt energii o 2%.

Przy korzystaniu z energii dostarczanej przez własną siłownię niski spółczynnik mocy wymaga większych przekroi przewodów, kabli a nawet zainstalowanie dodatkowych transformatorów, gdy tymczasem wysoki spółczynnik mocy pozwala na lepsze wykorzystanie instalacji.

W wielu wypadkach energia własna jest droższa od energii z obcych źródeł, ponieważ siłownie tzw. okręgowe pracują wielkimi jednostkami prądotwórczymi, a wiadomo, że im większa jednostka, tym mniejszy koszt produkcji. Poza tym wielkie źródła energii elektrycznej koncentrują się przeważnie w okolicach obfitujących w węgiel, gdzie jego dostawa do siłowni jest dużo tańsza od kosztów dowozu węgla do, odległych od zagłębi węglowych, elektrowni.

Wszystko więc przemawia za tym, by energią własnych siłowni gospodarować tak samo oszczędnie, jak i energią z obcych źródeł pochodzącą. Odbudowa i rozbudowa przemysłu Polski Ludowej idzie naprzód milowymi krokami, a w parze z tym wzrastać będzie coraz bardziej zapotrzebowanie energii elektrycznej. Dlatego też jest rzeczą konieczną, by we wszystkich naszych zakładach, a w szczególności w tych, które posiadają własne siłownie, prowadzona była jak najostrzejsza walka z marnotrawstwem energii. Cementownie, przy których czynne są siłownie, muszą wszcząć pomiędzy sobą współzawodnictwo w przekazywaniu jak największej ilości energii do sieci okręgowych.

W ten sposób, nie tylko obniżone zostaną koszty produkcji cementu, lecz równocześnie nasz przemysł cementowy przyczyni się do uzupełnienia zasobów energii elektrycznej, niezbędnej dla wielu gałęzi naszego przemysłu, a szczególnie do zaspokojenia zapotrzebowania na nią w szczytach wieczorowych.

MGR INŻ. IRENA AHRENDS, Sosnowiec
MGR INŻ. WALERY CIEŚLIŃSKI, Sosnowiec

W jaki sposób produkujemy cement

(Ciąg dalszy).

3. WYDAJNOŚĆ MŁYNÓW SUROWCA.

Wydajnością młyna nazywamy ilość zmielonego produktu o zadanym stopniu zmielenia, otrzymywanego w jednostce czasu z danego agregatu mielącego. W przemyśle cementowym przyjęto wyrażać wydajność w tonach materiału przemielonego w ciągu jednostki czasu (godzina lub doba); w związku z tym w praktyce operujemy pojęciem wydajności godzinowej i dobowej.

Proces przemiału w cementowaniach dokonywany jest na agregatach najrozmaitszych typów i konstrukcji, a materiały mielone posiadają niekiedy bardzo różne własności fizyko-mechaniczne. Dlatego też, przy ustalaniu ogólnego wzoru na obliczenie wydajności młyna przy mieleniu różnych materiałów, koniecznym jest wybranie jakiegoś jednego materiału, jako wzorcowego i wprowadzenie odpowiednich spółczynników porównawczych dla innych materiałów.

Jako taki wzorcowy materiał wybrano w przemyśle cementowym klinkier z pieców obrotowych, średniotwardy i o ziarnach średniej wielkości. Wybór padł na klinkier z tego względu, że jest to materiał stosunkowo najlepiej zbadany i wykazujący małe wahania w swoich własnościach fizyko-mechanicznych.

Liczbą ważną i charakterystyczną dla oceny i obliczenia wydajności młyna jest ilość materiału zmielonego w kg., przypadająca na 1 tonę ładunku mielników, czyli tak zwany efekt przemiału. Jeżeli całkowity ciężar ładunku mielników w tonach oznaczymy literą „G" a wydajność godzinową młyna w kg/godz. literą „Q ", to **efekt przemiału** będzie:

$$q_g = \frac{Q_{kg}}{G} \text{ kg/ton} \cdot \text{godz.}$$

Nie mniej ważną i charakterystyczną liczbą jest ilość materiału zmielonego w kg w ciągu godziny, przypadająca na 1 m³ objętości (V) młyna, liczonej po płaszczu, czyli tzw. **wydajność jednostkowa**, wyrażająca się wzorem:

$$q_v = \frac{Q_{kg}}{V} \text{ kg/m}^3 \cdot \text{godz.}$$

Zagadnienie optymalnych wydajności jednostkowych młynów było przedmiotem wieloletnich badań w przemyśle cementowym ZSRR. W literaturze fachowej radzieckiej (Bołdyriew) dla materiału wzorcowego, tzn. dla klinkru z pieców obrotowych, mielonego w młynach wielokomorowych o średnicy 2,2 m, przy pozostałości na sicie nr 80 μ (4900 oczek/cm²) równej 10%, wartość wydajności jednostkowej podana jest — **410 kg/m³ . godz.**

Wiadomo jest z praktyki, że wydajność młyna zależy od całego szeregu najróżnorodniejszych czynników, a mianowicie:

1. od rodzaju i fizyko-mechanicznych własności materiału mielonego;
2. od stopnia zmielenia, wyrażonego procentową pozostałością na znormalizowanych sitach;
3. od konstrukcji i wymiarów młyna;
4. od ciężaru i rodzaju ładunku mielników;
5. od ilości obrotów młyna;
6. od składu granulometrycznego, czyli wymiarów brył materiału, podawanego do młyna;
7. od wilgotności materiału, podawanego do mielenia;
8. od prawidłowej i starannej obsługi agregatu,
9. od prawidłowego i terminowego wykonania remontów okresowych i konserwacji.

Z różnorodności i dużej ilości wyżej wymienionych najważniejszych czynników, mających wpływ na pracę młyna, wynika jasno, że ustalenie ścisłego wzoru ogólnego na wydajność młyna jest rzeczą niezmiernie trudną.

Jeżeli nie będziemy kusić się o wielką dokładność, to dla orientacyjnego obliczenia przybliżonej wydajności młyna dla celów praktyki wystarczy uwzględnić w odpowiedni sposób trzy czynniki, tzn.:

1. rodzaj materiału,
2. stopień zmielenia,
3. konstrukcję młyna.

Odnośnie pozostałych czynników, wymienionych w punktach od 4 do 9, zakładamy, że przy normalnie pracującym młynie odpowiadają one technologicznym wymaganiom procesu mielenia i wskutek tego nie wpływają na zmianę wydajności.

Przejdziemy obecnie do kolejnego przeanalizowania wpływu trzech podstawowych czynników na wydajność młyna.

a. Wpływ rodzaju mielonego materiału na wydajność młyna.

Do chwili obecnej w przemyśle naszym nie posiadamy usystematyzowanych danych, dotyczących zdolności poszczególnych materiałów do rozmielania się. Ustanowienie jednolitych spółczynników porównawczych napotyka na wielkie trudności, gdyż materiały, które poddajemy procesowi mielenia w przemyśle cementowym posiadają bardzo różnorodne własności fizykomechaniczne jak: twardość, struktura, ciężar objętościowy, ciężar właściwy, łupliwość, ścieralność, wytrzymałość na ściskanie i na zginanie, hygroskopijność itp.

Poza tym przemiał odbywa się w rozmaitych warunkach: na mokro, na sucho, w obiegu otwartym lub zamkniętym, na drobniejsze i grubsze ziarna. Wreszcie różni badacze starają się ustalić spółczynniki porównawcze różnymi metodami. Jedni za

podstawę porównawczą przyjmują rozchód elektroenergii na zmielenie określonej ilości materiału, drudzy — czas, potrzebny na zmielenie jednakowych ilości różnych materiałów do jednakowego stopnia rozdrobnienia, trzecia grupa badaczy stara się ustalić zależność zdolności do rozmielania się wprost od własności fizykomechanicznych, np. (twardość, wytrzymałość na ściskanie itp.); inni wreszcie opierając się na danych, zaczerpniętych z praktyki ruchowej, ustalają statystyczne spółczynniki porównawcze.

W naszej pracy oprzemy się na spółczynnikach statycznych podanych w literaturze radzieckiej przez I. O. Stiernina, A. S. Bołdyriewa i Staricyna.

Przy ustalaniu statycznych spółczynników przeliczeniowych przyjęto za jednostkę porównawczą wydajność młyna przy przemielaniu materiału wzorcowego. Takim materiałem wzorcowym, jak już wspominaliśmy, jest w przemyśle cementowym, klinkier z pieców obrotowych.

Przy takim założeniu wszystkie materiały, które poddajemy procesowi mielenia można podzielić na dwie grupy. Do pierwszej zaliczymy te materiały, które rozmielają się łatwiej niż klinkier; do drugiej — te, które rozmielają się trudniej niż klinkier. Dla pierwszej grupy materiałów spółczynnik przeliczeniowy wydajności będzie większy od jedności; dla drugiej — mniejszy. Statyczne spółczynniki przeliczeniowe, dla materiałów najczęściej spotykanych w przemyśle cementowym podajemy w poniższej tablicy i na wykresie rys. 11.

TABLICA

Spółczynniki przeliczeniowe „a" uwzględniające wpływ rodzaju mielonego materiału na wydajność młyna.

Rodzaj mielonego materiału	Spółczynnik „a"
Normalny klinkier z pieców obrotowych	1,00
Kreda b. miękka + glina	5,65
„ miękka + glina	3,70
„ + glina	3,00
Margiel bardzo miękki	1,80
„ miękki	1,60
„ średnio twardy	1,40
„ bardzo twardy	1,00
Wapień miękki	1,50
„ twardy	1,00
„ twardy + 25% gliny	1,20
„ bardzo twardy + 25% gliny	1,00
„ średnio twardy + glina (często spotykana w praktyce mieszanina surowca)	1,40
Klinkier z pieców szybowych automatycznych	1,20
Żużel wielkopiecowy	0,55
Piasek kwarcowy	0,60
Węgiel — normalna mieszanka	0,88
„ antracyt	0,73
„ brunatny	0,82

W praktyce posługiwanie się wyżej podanymi spółczynnikami przeliczeniowymi polega na tym, że dla obliczenia wydajności młyna przy przemiale jakiegoś dowolnego materiału mnoży się wydajność tego młyna, uzyskaną przy mieleniu klinkru na ten sam stopień zmielenia, przez spółczynnik, odpowiadajcy danemu materiałowi.

Widzimy zatym, że przy mieleniu materiałów łatwiej rozmielających się niż klinkier, posiadających spółczynnik „a" większy od jedności, wydajność młyna wzrasta. Np. jeżeli w tym samym młynie mielemy na ten sam stopień zmielenia zamiast klinkru wapień miękki, to wydajność wzrośnie o 50% — (spółczynnik „a" dla wapienia miękkiego wynosi 1,50).

Odwrotnie przy mieleniu materiałów trudniej rozmielających się niż klinkier, mających spółczynnik „a" mniejszy od jedności, wydajność młyna przy tym samym stopniu zmielenia spada. Np. przy przemiale żużla wielkopiecowego wydajność spada o 45% — (spółczynnik „a" dla żużla — 0,55). Sposób posługiwania się wyżej podanymi spółczynnikami, wyjaśniony jest szczegółowo w przykładach na końcu niniejszego artykułu.

b. Wpływ stopnia zmielenia na wydajność młyna.

Na podstawie obserwacji pracy młynów na cementowniach wiemy, że im drobniej mielemy materiał, tym wydajność agregatów mielących jest mniejsza i odwrotnie przy grubszych przemiałach wydajność wzrasta. Dlatego też ilekroć mówimy o wydajności jakiegoś młyna, należy podać odpowiadający jej stopień zmielenia.

Konferencja przemysłowa cementowników radzieckich, opierając się na danych z literatury własnej i zagranicznej, na danych firmowych oraz na doświadczeniu z praktyki, ustaliła zależność wydajności młyna od stopnia zmielenia materiału w postaci spółczynnika przeliczeniowego „b", którego wartości liczbowe podane są w poniższej tablicy i na wykresie (rys. 12).

TABLICA

Wartości spółczynnika „b", uwzględniającego zależność wydajności młyna od stopnia zmielenia.

Materiał	Pozostałość na sicie Nr 80μ (49000cz/cm²) w %				
	1—2	5	10	15	20
Klinkier	0,52	0,74	1,00	1,19	1,34
Węgiel	0,49	0,73	1,00	1,20	1,37
Surowiec	0,60	0,80	1,00	1,17	1,29

Jak widać z powyższej tablicy za jednostkę porównawczą przyjęto wydajność młyna przy pozostałości na sicie nr 80 μ równej 10%.

Jeżeli młyn daje materiał o stopniu zmielenia innym (większym lub mniejszym) niż 10%, to wydajność oblicza się w ten sposób, że mnoży się wydajność, uzyskiwaną przy stopniu zmielenia 10%, przez odpowiedni spółczynnik, znaleziony z wyżej podanej tablicy.

Np. jeżeli jakiś młyn surowca pracuje przy stopniu zmielenia 10% pozostałości na sicie 4900 oczek/cm² i daje 20 ton materiału mielonego na godzinę, to ten sam młyn przy niezmienionych innych warunkach przy stopniu zmielenia 15%, będzie miał wydajność 20 . 1,17 = 23,4 t/godz.

Spółczynnik b = 1,17 znaleźliśmy z wyżej podanej tablicy dla surowca przy przemiale na 15%. W tym więc wypadku wydajność młyna przy przemiale grubszym o 5% wzrasta o 17%.

Z powyższego przykładu widzimy, że wydajność młyna jest ściśle zależna od stopnia zmielenia.

Dlatego też raz jeszcze zwracamy uwagę, że we wszelkich sprawozdaniach statystycznych, raportach produkcyjnych, opisach technicznych itp., podając wydajność godzinową lub dobową młyna, należy koniecznie zaznaczać, przynajmniej w przybliżeniu, do jakiego stopnia zmielenia materiału ona się odnosi. Jest to tym bardziej konieczne, że różne cementownie w zależności od rodzaju surowców lub wymagań, stawianych gotowemu produktowi, stosują mielenie przy różnych pozostałościach na sicie.

Aby móc porównać wydajności młynów, pracujacych przy różnych stopniach zmielenia, należy ich wydajności przeliczyć na jeden i ten sam stopień zmielnia, np. na 10% pozostałości na sicie nr 80 u

Porównywanie wydajności bez takiego przeliczenia nie daje rzeczywistego obrazu i może prowadzić do wręcz błędnych wniosków.

c. Wpływ konstrukcji młynów na ich wydajność.

Wpływ konstrukcji młynów na ich wydajności przejawia się w tym, że młyny różnych typów posiadają różne wydajności z 1 m³ objętości.

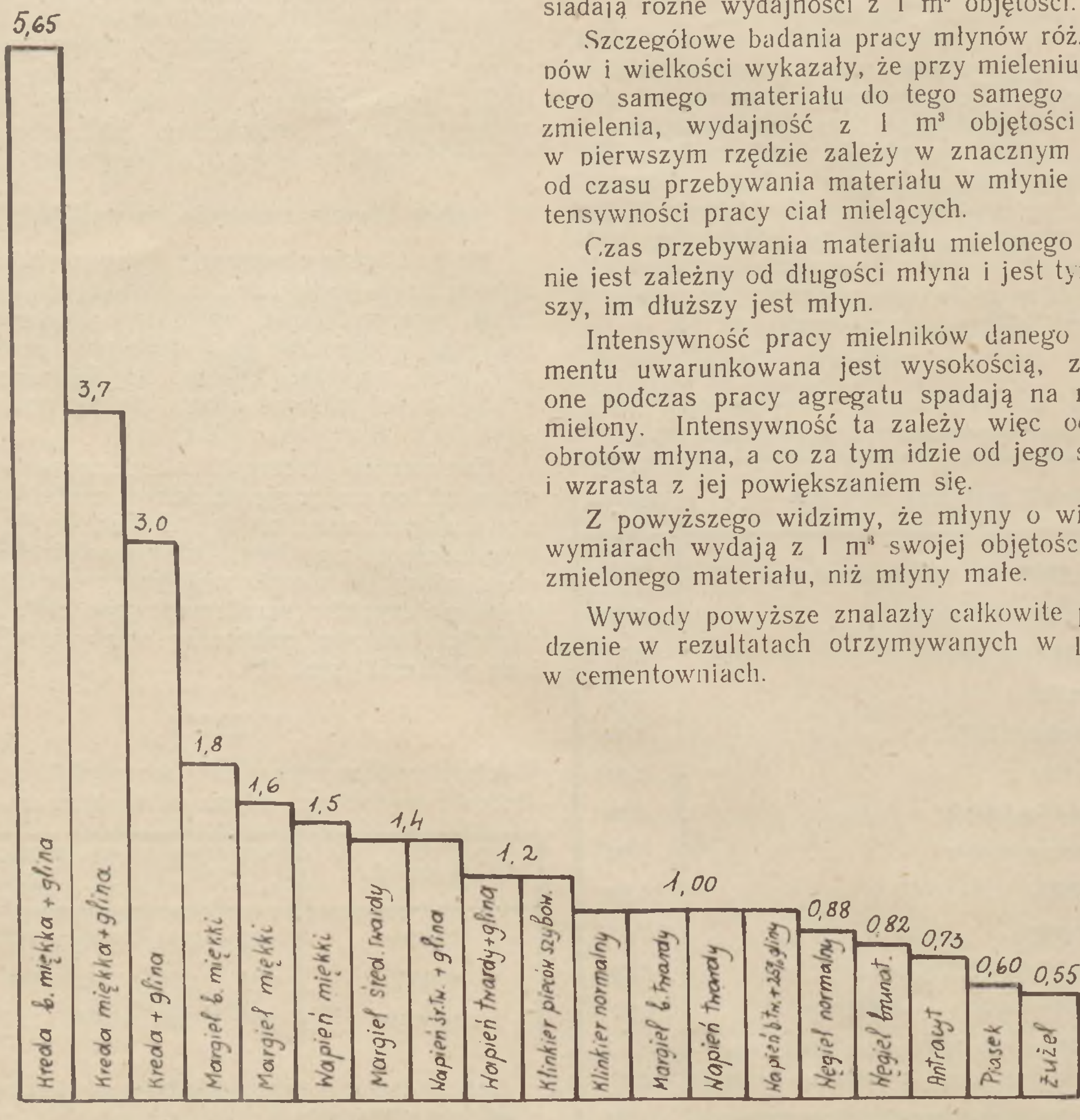
Szczegółowe badania pracy młynów różnych typów i wielkości wykazały, że przy mieleniu w nich tego samego materiału do tego samego stopnia zmielenia, wydajność z 1 m³ objętości młyna w pierwszym rzędzie zależy w znacznym stopniu od czasu przebywania materiału w młynie i od intensywności pracy ciał mielących.

Czas przebywania materiału mielonego w młynie jest zależny od długości młyna i jest tym większy, im dłuższy jest młyn.

Intensywność pracy mielników danego asortymentu uwarunkowana jest wysokością, z której one podczas pracy agregatu spadają na materiał mielony. Intensywność ta zależy więc od ilości obrotów młyna, a co za tym idzie od jego średnicy i wzrasta z jej powiększaniem się.

Z powyższego widzimy, że młyny o większych wymiarach wydają z 1 m³ swojej objętości więcej zmielonego materiału, niż młyny małe.

Wywody powyższe znalazły całkowite potwierdzenie w rezultatach otrzymywanych w praktyce w cementowniach.



Wartości spółczynnika „a" dla różnych materjałów.

Rys. 11

Oczywiście poza wymienionymi wyżej podstawowymi czynnikami na wydajności młynów z 1 m^3 objętości ma wpływ jeszcze cały szereg szczegółów konstrukcyjnych, jak: rodzaj wykładziny, rodzaj przegród i sit, pierścienie spiętrzające itp.

Liczbowe ujęcie we wzorze ogólnym wpływu wszystkich właściwości konstrukcyjnych młyna na jego wydajność jest niezmiernie trudne i dlatego zadowolnimy się uwzględnieniem wpływu tylko jego podstawowych wymiarów.

Opierając się na danych branżowej konferencji cementowników radzieckich, podajemy poniżej w tablicy wartości spółczynnika przeliczeniowego „c" dla podstawowych typów młynów.

TABLICA

Wartości spółczynnika „C", uwzględniającego zależność wydajności młyna od jego konstrukcji.

Typ młyna	Spółczynnik „C"
Młyn wielokomorowy o średnicy 2,2 m	1,00
„ „ „ 1,8—2,0 m	0,75
Kulowiec z rurowcem	0,58
Młyn z separatorem	1,12

Jak widzimy z powyższej tablicy za jednostkę porównawczą przyjęto wydajność dużego młyna wielokomorowego o średnicy 2,2 m. Młyny o mniejszych wymiarach, jak wynika z powyższej tablicy, mają wydajności z 1 m^3 objętości — mniejsze, natomiast zastosowanie separatora powoduje zwiększenie wydajności.

d. Ogólny wzór empiryczny do obliczania wydajności młyna.

Na podstawie powyższych rozważań i wywodów można skonstruować ogólny wzór empiryczny dla obliczania wydajności młyna. We wzorze tym przy pomocy omówionych w poprzednich rozdziałach spółczynników przeliczeniowych będzie uwzględniony wpływ na wydajność młyna rodzaju mielonego materiału, stopnia zmielenia materiału oraz typu młyna.

Wzór ten ma postać:

$$Q_t = q\frac{k}{v} \cdot \frac{a \cdot b \cdot c}{1000} \cdot V \text{ t/godz.}$$

gdzie:

Q_t — wydajność godzinowa młyna w tonach;

q_k — wydajność jednostkowa młyna, w kg/m^3. godz. uzyskiwana przy mieleniu w dużych młynach wielokomorowych materiału wzorcowego, za który przyjęto klinkier z pieców obrotowych, do stopnia zmielenia 10% pozostałości na sicie nr 80 μ. Jak już wspominaliśmy wyżej, ta jednostkowa wydajność ma wartość q = 410 kg/m^3. godz.;

b — spółczynnik przeliczeniowy, uwzględniający stopień zmielenia materiału;

a — spółczynnik przeliczeniowy, uwzględniający rodzaj materiału mielonego;

c — spółczynnik przeliczeniowy, uwzględniający konstrukcję młyna;

V — objętość młyna, liczona po wewnętrznej średnicy płaszcza bez uwzględnienia grubości wykładziny, w m^3;

1000 — liczba wprowadzona do mianownika dla przeliczenia kilogramów na tonny.

Uwzględniając to, że q przyjęliśmy, opierając się na danych z literatury radzieckiej, za liczbę stałą i równą 410 kg/m^3 godz. wzór na wydajność godzinową młyna napisać można w postaci:

$$Q_t = \frac{410}{1000} \cdot a \cdot b \cdot c \cdot v \text{ t/godz. czyli } Q_t =$$

$$= 0{,}410 \cdot a \cdot b \cdot c \cdot v \text{ t/godz.}$$

Wzór ten pozwala matematycznie obliczyć wydajność godzinową w tonach jakiegokolwiek młyna przy mieleniu **jednego** jakiegokolwiek materiału na dowolny stopień zmielenia. Przy pomocy tego samego wzoru można również obliczyć wydajność jednostkową młyna, dzieląc otrzymany wynik przez objętość młyna w metrach sześciennych i mnożąc przez 1000.

Praktyczne posługiwanie tym wzorem wyjaśnimy najlepiej na przykładach.

Przykład 1:

Obliczyć wydajność godzinową w tonach oraz wydajność jednostkową w kg/m^3. godz. młyna wielokomorowego o średnicy wewnętrznej Ø 2,00 m i długości 12,00 m przy mieleniu marglu średniotrwałego na stopień zmielenia równy 12% pozostałości na sicie nr 80 μ.

Rozwiązanie:

Ponieważ w danym przypadku mielemy nie materiał wzorcowy (klinkier z pieców obrotowych), lecz margiel, który ma inną zdolność do rozmielania się, znajdujemy z odpowiedniej tablicy wartość spółczynnika przeliczeniowego „a", która dla marglu średnio twardego jest równa a = 1,40.

Spółczynnik uwzględniający stopień zmielenia zmielenia 12% wynosi on b = 1,08.

znajdujemy z wykresu na rys. 12. Dla stopnia

Spółczynnik, uwzględniający konstrukcję młyna, znaleziony z tablicy wynosi c = 0,75.

Objętość młyna wynosi:

$$V = \frac{\pi D^2}{4} \cdot L \frac{\pi 2^2}{4} \cdot 12 = 37{,}68 \text{ m}^3$$

Podstawiamy wszystkie wyżej znalezione wartości do wzoru na wydajność i otrzymujemy:

Q_t = 0,410 . 1,4 . 1,08 . 0,75 . 37,68 = 17,55 t/godz.

Dzieląc otrzymany wynik przez objętość V = = 37,68 m^3 i mnożąc przez 1000, otrzymamy wydajność jednostkową:

$$qv = \frac{Q_t}{V} \cdot 1000 = \frac{17{,}55}{37{,}68} \cdot 1000 = 465 \text{ kg/m}^3 \cdot \text{godz.}$$

Przykład 2:

Obliczyć wydajność tego samego młyna przy mieleniu tego samego materiału, lecz na stopień zmielenia 6% pozostałości na sicie nr 80 μ.

Rozwiązanie:

Wartość spółczynników przeliczeniowych „a", „c" oraz objętość V pozostają bez zmiany. Nową wartość spółczynnika „b" znajdujemy z wykresu na rysunku 12 — $b = 0,85$.

Podstawiając do wzoru na wydajność odpowiednie wartości, otrzymujemy:

$$Q_t = 0,410 \cdot 1,4 \cdot 0,85 \cdot 0,75 \cdot 37,68 = 13,8 \text{ t/godz.}$$

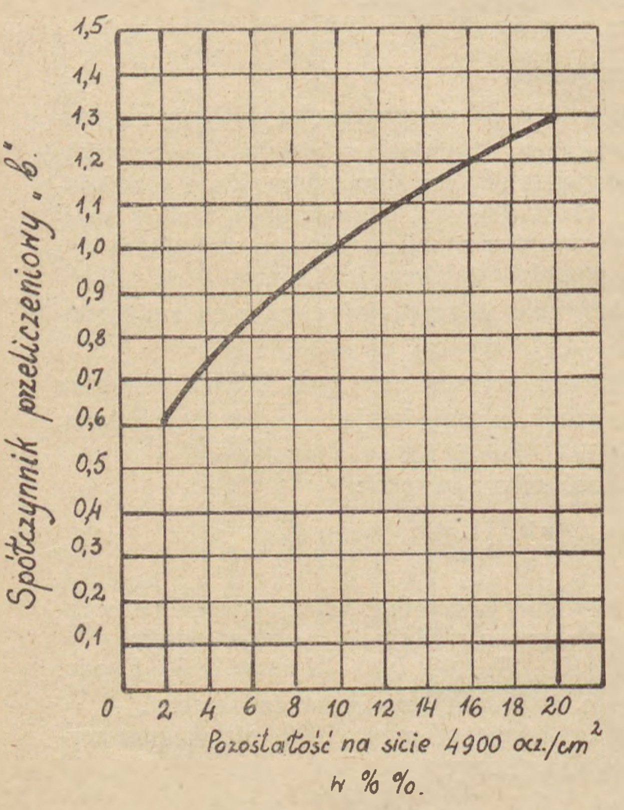
$$q_v = \frac{13,8}{37,68} \cdot 1000 = 366 \text{ kg/m}^3 \cdot \text{godz.}$$

Przykład ten wyraźnie wskazuje, jak znacznie zmniejsza się wydajność tego samego młyna przy drobniejszym mieleniu tego samego surowca. Przykład ten przytoczyliśmy specjalnie dlatego, że w praktyce bardzo często, szczególnie przy produkcji wysokogatunkowych cementów, zachodzi konieczność bardzo drobnego mielenia surowców.

Z powyższego przykładu widzimy np., że przy obniżeniu pozostałości na sicie z 12% na 6% wydajność młyna spadła z 17,55 ton/godz. na 13,8 t/godz. czyli o 21%.

Przykład 3:

Obliczyć wydajność tego samego młyna, lecz przy mieleniu margla bardzo miękkiego na stopień zmielenia 12% pozostałości na sicie nr 89 μ.



Rys. 12.

MIESIĄCE

Rozwiązanie:

Spółczynnik przeliczeniowy „a" dla margla bardzo miękkiego wynosi $a = 1,80$ (patrz tablica). Pozostałe wielkości jak w przykładzie „1".

$$Q_t = 0,410 \cdot 1,8 \cdot 1,08 \cdot 0,75 \cdot 37,68 = 22,5 \text{ t/godz.}$$

$$q_v = \frac{22,5}{37,68} \cdot 1000 \cong 600 \text{ kg/m}^3 \cdot \text{godz.}$$

Z powyższego przykładu widzimy, że przy mieleniu materiału miękkiego na ten sam stopień zmielenia wydajność młyna wzrasta.

W praktyce, w trakcie przygotowywania mieszaniny surowej, bardzo często przemiela się w jednym młynie równocześnie kilka różnych materiałów, np. wapień i margiel, wapień i glina, margiel i kreda itp. Ponieważ, jak wiemy, różne materiały mają różne zdolności do rozmielania się, wzór na wydajność musi ulec odpowiedniej modyfikacji.

Jeżeli przez a_1, a_2, a_3... itd. oznaczymy spółczynniki przeliczeniowe, uwzględniające zdolność do rozmielania się poszczególnych składników mieszaniny surowców, podawanych do młyna, zaś przez m_1, m_2, m_3.... itd. procentowy ciężarowy udział tych składników w mieszaninie, to wzór na wydajność przybierze postać:

$$Q_t = 0,410 \cdot b \cdot c \cdot V \left(\frac{a_1 \cdot m_1}{100} + \frac{a_2 \cdot m_2}{100} + \frac{a_3 \cdot m_3}{100} + \ldots \text{ i t. d.} \right) \text{ t/godz.}$$

Sposób posługiwania się powyższym wzorem wyjaśnimy na przykładzie:

Przykład:

Obliczyć wydajność godzinową w tonach młyna wielokomorowego o średnicy Ø 2,0 m i długości 12,0 m, przy równoczesnym przemiale na 12% pozostałości na sicie nr 80 μ mieszaniny, złożonej z 45% ciężarowych wapienia twardego i 55% ciężarowych marglu miękkiego.

Rozwiązanie:

Korzystając z wyżej podanych tablic i wykresu znajdujemy odpowiednie spółczynniki:

$b = 1,08$; $c = 0,75$; $a_1 = 1,00$ (wapień twardy); $a_2 = 1,6$ (margiel miękki); $m_1 = 45\%$; $m_2 = 55\%$; $V = 37,62$ m³.

Podstawiając do wzoru otrzymujemy:

$$Q_t = 0.410 \cdot 1,08 \cdot 0,75 \cdot 37,68 \left(\frac{1,0 \cdot 45}{100} + \frac{1,6 \cdot 55}{100} \right) = 16,6 \text{ t/godz.}$$

Z powyższych przykładów widzimy, w jak znacznych granicach może wahać się wydajność młyna w zależności od warunków jego pracy.

Podkreślamy raz jeszcze, że przytoczone wyżej wzory są tylko przybliżone i nie uwzględniają wszystkich czynników, mających wpływ na wydajność młyna. Dlatego też otrzymane wyniki w żadnym razie nie mogą być traktowane jako maksymalne i należy je uważać jako orientacyjne, określające w przybliżeniu rząd wielkości wydaj-

ności. Nie należy przy tym zapominać o bardzo ważnym wpływie czynnika ludzkiego na osiągane w praktyce wydajności.

Żywiołowy rozwój socjalistycznego współzawodnictwa w przemyśle cementowym, krzepnący coraz bardziej ruch racjonalizatorski, zastosowanie nowych metod stachanowskich, pozwalają mieć pewność, że przyjęta za podstawę norma jednostkowa 410 kg/m³ . godz. będzie stale przekraczana, co w konsekwencji da lepsze wykorzystanie agregatów mielących i podniesienie zdolności produkcyjne fabryk.

Dla orientacji podajemy średnie wartości wydajności młynów surowca, przytoczone jako dane z praktyki w podręczniku „Proizwodstwo Portlandcementa" — A. S. Bołdyriew — 1940:

Młyny wielokomorowe (przy mieleniu wapienia i gliny) — 530 — 560 kg/m³ . godz.

Młyny wielokomorowe (przy mieleniu kredy i gliny) — 1400 — 1500 kg/m³ . godz.

Młyny kombinowane (kulowiec z rurowcem przy mieleniu wapienia i gliny) — 310 — 320 kg/m³ . godz.

Młyny wielokomorowe (przy suchym przemiale wapienia i gliny) — 590 — 625 kg/m³ . godz.

SPIS LITERATURY

1. Łurje J. S. „Technołogia Portłandcementa" — Leningrad 1936 r.
2. A. S. Bołdyriew, J. S. Łurje, E. Z. Ogmianowa, P. M. Kuźniecow: „Proizwodstwo Portłandcementa" — Moskwa 1940 r.
3. J. S. Łurje: „Droblenie i pomoł w cementnoj promyszlennosti" — Moskwa 1948 r.
4. I. O. Stiernin, K. S. Bołdyriew, P. M. Kuźniecow: „Droblenie i pomoł w cementnoj promyszlennosti" — Moskwa 1937 r.
5. Emil Jirku: „Cement" — Bratislawa 1948 r.
6. W. Anselm: „Die Zementherstellung" — Berlin 1941 r.
7. Rechnicer A. „Technologija Cementa", Beograd 1948 r.
8. F. E. Wecke: „Zement" — Drezno i Lipsk 1942 r.
9. A. P. Iljewicz: „Mechaniczeskoje oborudowanije kieramiczeskich zawodow" — Moskwa 1949 r.
10. Schoch: „Die Mörtel — Bindstoffe — Zement, Kalk, Gips" — Berlin 1928 r.
11. J. C. Witt: „Portland Cement Technology" — Brooklyn 1947 r.
12. A. C. Davis: „Portland Cement" — Londyn 1948 r.
13. N. N. Jung: „Technołogia wiażuszczych wieszczestw" — Moskwa 1947 r.

Z prasy zagranicznej

Zastosowanie ładunków „wklęsłych" przy rozsadzaniu dużych kamieni.

Metodo ta polega na tym spostrzeżeniu, że przez nadanie ładunkom silnie wybuchowych materiałów odpowiedniego kształtu, np. w formie soczewki wklęsło-wypukłej, można skierować tworzącą się przy eksplozji gazy w pewnym określonym kierunku i przez to skoncentrować działanie materiału wybuchowego na oznaczony punkt przedmiotu, który chcemy rozsadzić.

Jeżeli zastosujemy taki „wklęsły" ładunek do rozsadzania bloków kamiennych, wówczas jego działanie jest wielokrotnie silniejsze, aniżeli tej samej wielkości ładunek w kształcie np. cylindra, lub kostki.

Inż. S. Byers po dłuższych próbach ustalił najodpowiedniejszy kształt ładunku „wklęsłego" do rozsadzania bloków kamiennych w kamieniołomach. Ładunek ten ma osłonę z tektury lub aluminium i zapalany jest zapomocą lontu ze spłonką.

Niektóre kamieniołomy stosowały już przedtem rozsadzanie bloków kamienia bez wiercenia otworów, przy czym stosowały normalne ładunki, które były kładzione na bloku kamiennym i przykrywane piaskiem lub ziemią. Po zastosowaniu ładunków „wklęsłych" zużycie materiału wybuchowego bardzo silnie spadło, a przytem ładunku „wklęsłego" nie potrzeba przykrywać piaskiem czy ziemią.

Pit and Quarry 11/1949

Ciężar litra klinkru

A. Dubuisson zamieszcza swoje uwagi na temat ciężaru klinkru w „Revue de Meteriaux" na podstawie przeprowadzonych przez siebie prób. Dla oznaczenia ciężaru litra klinkru brał on frakcję ziarna 5-10 mm. Najlepsze wytrzymałości stwierdził przy ciężarze litra klinkru w granicach od 1440 — 1500 g, podczas gdy klinkier o ciężarze poniżej 1400 g, lub powyżej 1530 g, wykazywał już znaczny spadek wytrzymałości.

Wzrost zawartości C_4AF zwiększa znacznie ciężar litra klinkru, jak to widać z poniższego zestawienia:

C_4AF w%	Ciężar litra klinkru
6	1340
8	1365
10	1395
12	1420
14	1540
16	1555
18	1570
20	1590
22	1620

Rodzaj surowców, użytych do produkcji klinkru, gra poważną rolę. Klinkier wyprodukowany ze żużla wysokopiecowego i wapienia ma znacznie niższy ciężar litra aniżeli klinkier wyprodukowany z wapenia i gliny. Prawdopodobnie pochodzi to stąd, że siarka z żużla powoduje najpierw tworzenie się $CaSO_4$, który następnie rozpada sie, przyczym wydziela się SO_2, co powoduje porowatość klinkru.

Tak samo zawartość w surowcach fluorytu, SO_3 lub P_2O_5, powoduje obniżenie ciężaru litra klinkru. Dubuisson stwierdził na klinkrach o zawartości P_2O_5 O,2 do 2, 4%, że ciężar litra jest odwrotnie proporcjonalny do zawartości P_2O_5 t.j. najniższy ciężar litra ma klinkier o największym procencie P_2O_5.

Zement — Kalk — Gips — 1/1950

FRANCISZEK WILTOWSKI — Sosnowiec.

Targi Poznańskie krzepią wiarę w lepsze jutro

Zorganizowane przed laty trzydziestu, Targi Poznańskie, otworzyły w roku bieżącym swe podwoje po raz dwudziesty trzeci z kolei.

W okresie kilkudziesięciu lat istnienia rozmiary tej imprezy, jej charakter i znaczenie uległy systematycznemu przeobrażeniu. Najbardziej widocznym i najłatwiej sprawdzalnym jest fakt stopniowego „rozrastania" się Targów, czego dowodem jest włączanie do ich kompleksu coraz to nowych terenów i budowa na nich coraz większej ilości pokaźnych rozmiarami hal i pawilonów.

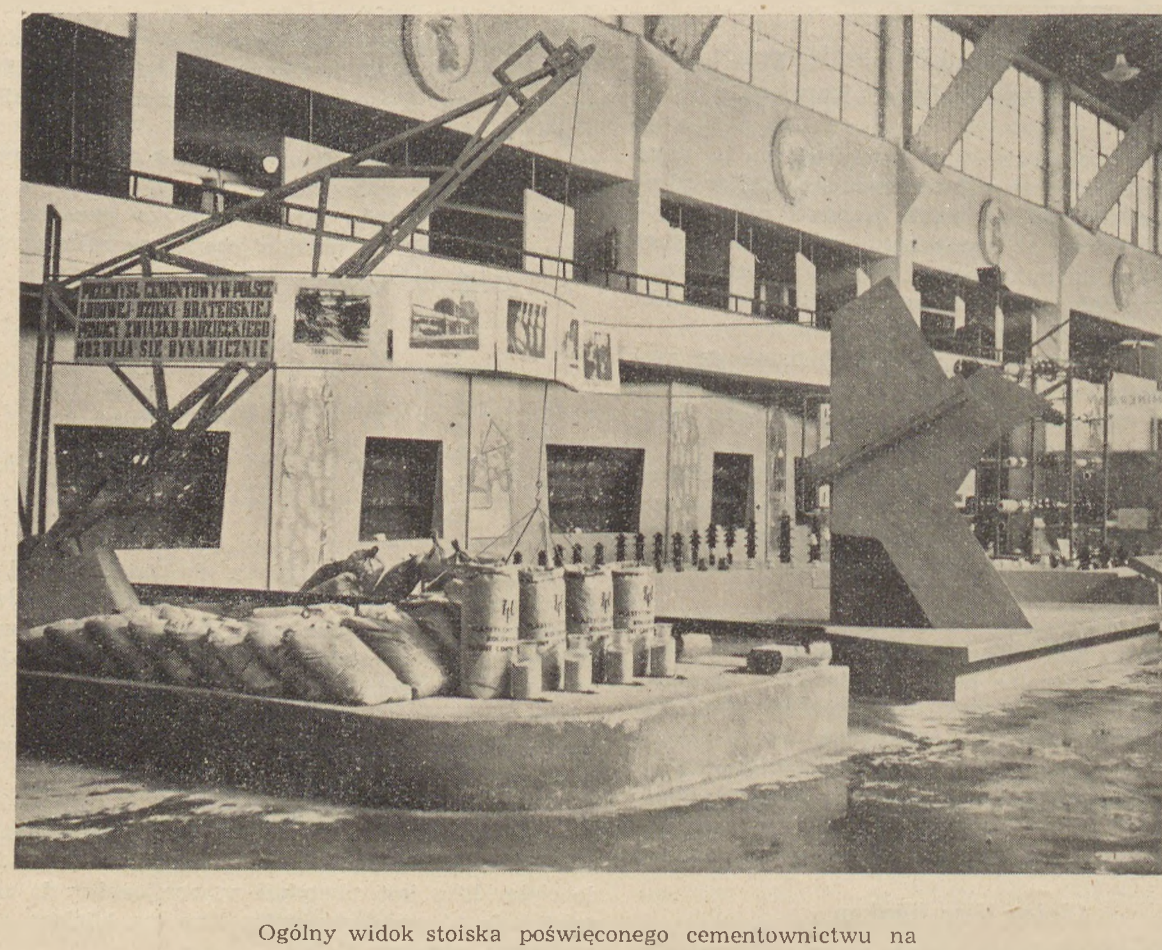
Dla kogoś, któremu pozostał w pamięci ogólny widok pierwszych Targów z roku 1921 — tegoroczne musiały zaimponować zajmowaną powierzchnią, ilością okazałych budowli, nie mówiąc już o ilości, rodzaju i jakości zgromadzonych na nich eksponatów.

Przed trzema dziesiątkami lat tereny targowe ograniczały się do skromnego placyku położonego wokół Wieży Górnośląskiej i mieszczącego oprócz niej bodaj dwa niewielkie pawilony oraz pewną ilość kiosków. Tę szczupłą powierzchnię uzupełniały wówczas dwa bądź też trzy drewniane baraki-magazyny, stojące na odległym o kilkaset metrów placu Prezydenta Drwęskiego.

Lata okresu międzywojennego (1921—1939) były świadkami stopniowej rozbudowy Targów, które w tym czasie przestały reprezentować wyłącznie produkcję krajową, lecz również gromadziły eksponaty wystawiane przez szereg państw, głównie europejskich.

Nowy etap w rozwoju Targów rozpoczął się w roku 1946-ym, kiedy to na skutek decyzji Rządu stały się one trwałą instytucją, powołaną do przedstawiania co roku naszego dorobku w dziedzinie gospodarczej, a jednocześnie stanowiącą instrument międzynarodowych stosunków handlowych.

Wydać się może przesadnym twierdzenie, iż w ciągu czterech lat (1947—1950) zdołano więcej zainwestować na Targach, aniżeli w latach międzywojennych. Jeżeli się jednak uwzględni, że w tym krótkim okresie usunięto niemal całkowicie zniszczenia powstałe w wyniku działań wojennych (ich ofiarą padło około 80% budynków i urządzeń) oraz, że w tym samym okresie wybudowano kilka nowych hal i pawilonów — wówczas twierdzenie to nabiera wszelkich cech słuszności.



Ogólny widok stoiska poświęconego cementownictwu na XXIII. Międzynarodowych Targach Poznańskich

Rozbudowa życia gospodarczego na nowych podstawach, w zmienionych warunkach społeczno-politycznych, wywarła swe piętno na charakterze, na znaczeniu Targów Poznańskich. Dokonane przemiany uwydatniły się z szczególną wyrazistością i siłą w roku bieżącym. Obok zachowanego z lat minionych charakteru imprezy handlowej w skali międzynarodowej, stały się Targi rzeczywiście przeglądem naszego dorobku, manifestacją naszej prężności gospodarczej, sprawdzianem realizacji zadań wyznaczonych w Planie Trzechletnim.

W tych okolicznościach Targi Poznańskie stały się jednocześnie wystawą, o powodzeniu której świadczyły dziesiątki tysięcy zwiedzających, przybywających codziennie z najdalszych krańców naszego kraju, bynajmniej nie w celach handlowych, lecz po to, by własnymi oczami chłonąć eksponaty — te realne dowody, świadczące o stopniu rozwoju wszystkich gałęzi naszej produkcji.

A jeśli wśród tłumu zwiedzających trafiali się tacy, którzy dotychczas z niedowierzaniem przyjmowali wiadomości o osiągnięciach uzyskanych przy wypełnianiu zadań Planu Trzechletniego, bądź też nie potrafili ich jeszcze dostrzec — ci wszyscy z pewnością opuszczali Poznań „zarażeni optymizmem", pełni przeświadczenia, że mamy już poza sobą przebyty kawał drogi ku lepszemu jutru.

Targi Poznańskie musiały krzepić we wszystkich je zwiedzających wiarę, że to, co dotychczas, w ciągu lat pięciu, znacznym osiągnęliśmy wysiłkiem jest dziełem wielkim, a jednocześnie upewniły one każdego, że zamierzenia przewidziane w Planie Sześcioletnim są słuszne, konieczne i wykonalne.

I dlatego stwierdzić można, iż Międzynarodowe Targi Poznańskie spełniły w roku bieżącym swe zadanie z największym pożytkiem dla Kraju.

*

Omówienie choćby najbardziej pobieżne wszystkich działów, w których wystawiono eksponaty krajowe oraz scharakteryzowanie wystawiennictwa państw zaprzyjaźnionych, ze Związkiem Radzieckim na czele — przekraczałoby znacznie ramy niniejszego sprawozdania.

Wypadnie więc tylko wielkimi skrótami zaznaczyć te momenty, które zwracały szczególną uwagę zwiedzających.

Przede wszystkim uderzała nie widziana na poprzednich Targach ilość eksponatów. Pomimo, że w roku bieżącym oddana została do użytku świeżo wykończona wielka hala (bodaj ponad sto metrów długości licząca), pomimo, że b. wiele eksponatów wystawiono pod gołym niebem — wyczuwało się, że brakowało im w wielu wypadkach przestrzeni. Świadczyło to najlepiej, iż w roku bieżącym wystawiono więcej eksponatów, aniżeli w latach ubiegłych. I rzeczywiście widziało się nowe typy maszyn, szczególnie przeznaczonych dla górnictwa i przemysłu ciężkiego, nie produkowane dotychczas urządzenia dla energetyki, precyzyjne narzędzia i aparaturę dla wielu gałęzi naszego przemysłu.

Po raz pierwszy wystawione w bieżącym roku samochody ciężarowe „Star 20" lub też duża automatyczna centrala telefoniczna, czy produkowane od niedawna igły dziewiarskie, narówni z wytwarzanymi nowymi typami odczynników chemicznych, barwnikami bądź też tego rodzaju lekami jak penicylina lub tak zwany PAS (środek do zwalczania gruźlicy), dają w pewnym stopniu pojęcie o skali nowych działów produkcji, zorganizowanych w okresie Planu Trzechletniego.

Przemysł mineralny reprezentowany był przez pełny asortyment materiałów budowlanych oraz niezwykle efektowne i na coraz wyższym poziomie artystycznym produkowane przedmioty z zakresu ceramiki szlachetnej i kryształów. Występujące w ogólnych ramach wspomnianego przemysłu mineralnego — cementownictwo wystawiło nowy, nie produkowany dotychczas u nas gatunek cementów kolorowych typu „Die-sil", wytwarzany według zgłoszonej do Urzędu Patentowego metody, której wynalazcą jest mgr. inż Jerzy Grzymek.

Na stoisku cementownictwa, znajdującego się w hali nr. 2, zbudowany został żuraw okrętowy, dźwigający platformę naładowaną workami cementu. Symbolizował on — jak łatwo się domyśleć — znaczenie tego produktu jako artykułu eksportowego. Wykonany obok z betonu fragment łuku oporowego uzmysławiał rolę cementu — jako najnowocześniejszego materiału we współczesnym budownictwie.

W dziale przemysłu mineralnego przedstawiono również, w postaci planszy, szybko wzrastającą produkcję cegły czerwonej, dzięki wytwarzaniu jej według metody opracowanej przez mgra inż. Stanisława Bartoszewicza.

Będące na każdych Targach jedną z największych atrakcji wytwory przemysłu włókienniczego (wełny, bawełny, jedwabie naturalne i sztuczne oraz stelon) w bieżącym roku prawdopodobnie osiągnęły rekord pod względem bogactwa asortymentów, jak również wysokiego gatunku.



Fragment pawilonu Związku Socjalistycznych Republik Rad na XXIII M.T.P.

Związany blisko z włókiennictwem przemysł odzieżowy sygnalizował wielką różnorodnością wystawionej konfekcji oraz pierwszorzędnym jej wykonaniem, iż od zeszłego roku przebył szmat drogi w swym rozwoju oraz polepszenie jakości produkcji.

Te same spostrzeżenia nasuwały się przy zwiedzaniu stoisk przemysłu skórzanego, który zgromadził niespotykaną dotychczas na Targach ilość obuwia w dziesiątkach fasonów i gatunków oraz piękne wyroby skórzane.

*

Wśród zagranicznych wystawców ZSRR stanowił klasę dla siebie. Jest to zupełnie zrozumiałe. Pierwsze w historii państwo socjalistyczne reprezentuje tak wielki potencjał gospodarczy, ujęty w ścisłe ramy planów-pięciolatek, że trudno jakiemukolwiek innemu państwu — poza Stanami Zjednoczonymi Ameryki Północnej — mierzyć się z tym olbrzymem.

Ale nie tylko ten moment decydował o tym, że Związek Radziecki wysunął się na czoło innych wystawców.

Istotniejszym czynnikiem był fakt, iż wystawiennictwo ZSRR stanowiło syntezę jego gospodarki. Zgromadzone w obfitości okazy wytwórczości radzieckiej, wyczerpująco zaznajamiały z produkcją zarówno rolnictwa i hodowli jak i z bardzo poważnymi osiągnięciami przemysłu, dając tym samym obraz, jak pracują narody socjalistycznego państwa.

Należy tu wspomnieć, iż w każdym, który nieco więcej uwagi poświęcał pawilonowi radzieckiemu na Targach, począwszy już od roku 1947-go, z pewnością musiała rodzić się refleksja, iż krzywa rozwoju gospodarczego ZSRR pnie się w górę, z roku na rok z coraz większą, niespotykaną w innych państwach chyżością. Mówiły mu o tym eksponaty — w wielu wypadkach rewelacyjne — w sposób tak przekonywujący, iż tylko ignorant nie mógłby tego dostrzec.

Na szczegółowe zapoznanie się z rodzajem i jakością eksponatów zasługiwały poza Czechosłowacją stoiska Niemieckiej Republiki Demokratycznej, której przemysł reprezentował wyroby wysokiej klasy, między innymi maszyny precyzyjne, aparaty z zakresu elektrotechniki, fotografii, chemikalia, szkło laboratoryjne i inne.

*

Wśród zwiedzających tegoroczne Targi b. poważny odsetek stanowiła młodzież, zarówno z początkowych klas szkół podstawowych jak i starszych roczników, między innymi szkół zawodowych. Spotkać można było liczne wycieczki kół Samopomocy Chłopskiej, wycieczki organizowane przez „Orbis“, przez jednostki wojskowe.

W masie ludzkiej, która codziennie zapełniała tereny targowe stosunkowo jednak rzadko spotykało się twarze robotników.

Wydaje się, że byłoby rzeczą ze wszech miar pożądaną, aby na Targi wysyłano z poszczególnych gałęzi przemysłu liczniejsze — niż dotychczas to czyniono — grupy pracowników, składające się z wynalazców, racjonalizatorów i wybitniejszych przodowników pracy.

Umożliwienia wyjazdu na koszt przedsiębiorstw byłoby dowodem uznania dla zasług, którymi się oni legitymują; jednocześnie miałoby to praktyczne znaczenie, gdyż dawałoby to wspomnianym pracownikom sposobność nie powtarzającą się częściej jak raz na rok — do zapoznania się ze sprzętem technicznym, stanowiącym najczęściej ostatnią zdobycz wiedzy.

Można wyrazić przypuszczenie, że w niejednym wypadku zapoznanie się z osiągnięciami techniki w różnych jej dziedzinach mogłoby się stać dla wspomnianych wycieczkowiczów pobudką do nowych pomysłów i wynalazków. Oczywiście cel ten mógłby być osiągnięty wtedy tylko, gdy takiego rodzaju wycieczki pracowników byłyby jak najstaranniej przygotowane i prowadzone przez fachowców-techników, którzy orientowaliby się, na co należy zwrócić uwagę, co pokazać.

Koszty związane z urządzeniem omawianych wycieczek zostałyby prawdopodobnie pokryte z nawiązką przy realizowaniu nowych pomysłów, dla których natchnieniem byłyby właśnie eksponaty targowe.

Można śmiało powiedzieć, że mało było w Polsce w ciągu ubiegłych lat projektów i zamierzeń, które rozbiły się i opóźniły się znacznie ze względu na brak środków finansowych, czy materiałów; dużo było natomiast projektów i zamierzeń, które rozbiły się, nie zostały zrealizowane lub zostały wykonane nie w pełni, czy ze znacznym opóźnieniem ze względu na brak ludzi, wykwalifikowanych ludzi, sprawnych ludzi, oddanych ludzi, uczciwych ludzi.

BOLESŁAW BIERUT

ADAM DRECKI — Dąbrowa Górnicza.

Stalbetowe maszty oświetleniowe

Problem masztów stalbetowych w naszej literaturze technicznej właściwie prawie nie istnieje. Poza drobnymi wzmiankami i paru ilustracjami w książkach traktujących o betoniarstwie przemysłowym, nie spotyka się obszerniejszych opisów, nawet w prasie fachowej.

Historia masztów oświetleniowych, jako zagadnienie oświetlenia miasta, niezależnie od rodzaju użytego materiału do ich produkcji, datuje się stosunkowo od niedawnego czasu. Jeszcze w XVI wieku nawet wielkie zachodnio-europejskie stolice nie były oświetlone. Ciekawe i charakterystyczne są przepisy policyjne Paryża z tego właśnie okresu, zalecające wracającym późnym wieczorem lub nocą do domu, obywatelom miasta, by ze względów bezpieczeństwa osobistego, oświetlali sobie drogę przez poprzedzającego ich pachołka z pochodnią.

Dopiero w roku 1667 ukazuje się we Francji pierwsze zarządzenie, regulujące w dość oryginalny sposób planowe oświetlenie miasta, a nakazujące ustawienie latarni na każdym skrzyżowaniu ulic. Ten prymityw oświetlenia ulicznego zmienia radykalnie zastosowanie gazu świetlnego. Londyn otrzymuje pierwsze latarnie gazowe w roku 1810. Ulice Warszawy — w roku 1856.

Światło elektryczne ukazuje się wprawdzie na masztach oświetleniowych już w roku 1885, lecz właściwie rozpowszechnia się dopiero w początku wieku XX, wywołując kompletny przewrót w technice oświetleniowej.

Kolosalne tempo rozbudowy stolic świata stwarza nowa gałąź wiedzy stosowanej — urbanistykę. Widząc w oświetleniu miasta i efektach świetlnych nowy, nieodłączny element architektury, urbaniści pracują nad stworzeniem takich urządzeń oświetleniowych, które zarówno w dzień jak i w nocy harmonizowałyby z całością otoczenia.

Zmiany w architekturze elewacji budynków wywołują odpowiednie przekształcenie się masztu oświetleniowego. Ze zwykłego słupa drewnianego i poprzez maszty żeliwne o kształtach barokowych, rurowe i blaszane, dochodzimy do masztów stalbetowych o formach nowoczesnych, kutych dłutem kamieniarza, stanowiących jakby pomnik obecnego wieku, „Wieku Żelbetnictwa".

Maszt oświetleniowy, traktowany kiedyś przez architektów jako zło konieczne, stał się dzisiaj w swej kamiennej naturalności, nieodzownym dopełnieniem monumentalnych budowli, bądź też upiększeniem parków i zieleńców miejskich.

Charakter materiału, zgodny z duchem budownictwa i dający możliwości łatwego uzyskania wymaganych form masztu oraz odpowiedniego do otoczenia wykończenia zewnętrznego, znakomicie ułatwia powszechność stosowania masztów stalbetowych. Siłą piękna i trwałości wyparły one na stałe inne konkurencyjne materiały. Nawet działania wojenne nie zdołały ich zniszczyć, czego dowodem są maszty stalbetowe w zburzonej Warszawie. Uszkodzenia od kul i odłamków dają się łatwo naprawić i maszt powraca do swej dawnej świetności. Przeciwnie, popękane maszty żeliwne lub pogięte rurowe, nadają się jedynie na złom.

Pomimo oczywistych dzisiaj dla każdego zalet masztu stalbetowego wprowadzenie go na rynek polski nie było łatwą sprawą i wymagało wieloletnich wysiłków i przekonywań, ze strony pionierskiej firmy tego działu. Pierwsze zamówienie w roku 1936, udzielone zostało przez elektrownie jakby „na odczepne" — oświadczono bowiem uprzykrzonej firmie, że o ile zdoła wykonać według już przygotowanych rysunków dla masztu żeliwnego — identyczny w kształcie i wymiarach maszt w betonie, przy cenach konkurencyjnych, wówczas zamówienie otrzyma. Firma podjęła się roboty, pomimo nieprawdopodobnie cienkich dla betonu przekroi i trudnym kształcie ramion o wielu upiększeniach, karnesach i wygięciach. Wykonała zamówienie z taką precyzją, że pomimo zupełnej rozbieżności formy masztu z charakterem materiału, rezultat był tak dalece korzystny, że nie tylko potrafił raz na zawsze przekonać zamawiającą elektrownię do masztów stalbetowych wogóle, ale nawet ten typ, który zdawał się być niedorzecznością dla betonowego wykonania — zdołał się utrwalić i był kilkakrotnie powtarzany na skutek dalszych zamówień. Przytaczam ten epizod dla podkreślenia daleko idących możliwości w stosowaniu wszelkich żądanych form masztu.

Wejście na rynek polski masztu stalbetowego do oświetlenia ulic, było jednocześnie jego zwycięstwem nad dotychczas używanymi materiałami do tego celu. W latach 1937, 1938 i 1939 instalowały je już nie tylko wszystkie większe miasta Polski Centralnej, oraz Ziem Wschodnich i Zachodnich, lecz nawet mniejsze miasta jak: Kutno, Włocławek, Płock, Mielec, Rzeszów i wiele innych.

Lata okupacji ze zrozumiałych względów obowiązku zaciemniania wpłynęły we wszystkich krajach europejskich hamująco na rozwój oświetlenia ulicznego, a więc i w dziale masztów oświetleniowych nie stworzono nic specjalnie nowego, natomiast ogólny postęp wykonawstwa w dziale żelbetnictwa winien być wykorzystany w produkcji masztów.

Pierwsze maszty oświetleniowe po wojnie wykonane zostały u nas na zamówienie Dyrekcji Okręgowej Kolei Państwowych w Krakowie. Są to maszty dwuramienne typu „Lot“ o wysokości punktu zawieszenia światła 5,5 m nad poziomem, stosownie do wymaganego zasięgu światła na peronach głównego dworca kolejowego w Krakowie. Ten sam typ nieco wyższych masztów otrzymały jednocześnie perony dworca kolejowego w Zakopanem.

Zniszczenia wojenne zmusiły zarządy miejskie do zajęcia się w pierwszej linii budownictwem mieszkaniowym, odsuwając tym samym kwestię oświetlenia ulic na plan dalszy. Lecz już dzisiaj zainteresowanie miast w odbudowie swych sieci oświetleniowych jest bardzo duże i dać może wielkie pole do popisu dla producentów masztów stalbetowych, oraz dla architektów komponujących nowe typy. Dlatego też na czasie będzie przeprowadzenie przeglądu typów masztów oświetleniowych i omówienie systemów produkcji i kalkulacji i rodzaju zewnętrznego wykończenia.

W opisach wielorakich typów masztów oświetleniowych pozwalam sobie używać nazw wprowadzonych przez firmę „Wibrobeton“ jako pierwszego konstruktora tych typów, zresztą nazwy te ogólnie się przyjęły i ułatwiają orientację.



Ryc. nr 1

Dorobek wytwórni polskich w dziale masztów oświetleniowych dysponuje jeszcze z okresu przedwojennego taką ilością typów, że mogą one zadowolić najbardziej wybredne wymagania urbanistyki. Należy bezstronnie przyznać, że typy polskie masztów oświetleniowych przewyższają pod względem piękna, linii, prostoty i lekkości konstrukcji typy zagraniczne.

Zainteresowanie polskimi typami masztów stalbetowych sięga poza granice kraju. Po wizycie angielskiego ministra odbudowy w Polsce, nadeszło z Anglii pismo tamtejszego Ministerstwa Odbudowy z prośbą o przesłanie fotografii i rysunków wykonawczych masztów stalbetowych typu „E. K. 2“, które wycieczka angielska oglądała w Krakowie w Alei Trzech Wieszczów. (Ryc. nr 1).

O ile w niektórych działach betoniarstwa mogą istnieć jeszcze pewne wątpliwości co do racjonalności systemów produkcji lub trwałości materiałów, ich reakcji na zmienność temperatury i wpływy atmosferyczne, jak np. przy drzewobetonie lub innych betonach lekkich, gdzie nad kwestiami skurczów dużo się jeszcze polemizuje, o tyle dział stalbetowych masztów oświetleniowych, oparty na wieloletnim doświadczeniu, nie nasuwa jakichkolwiek zastrzeżeń i tylko od fachowości i solidności wytwórcy zależy dostarczenie masztu niezniszczalnego, wiecznotrwałego i odpowiadającego wymaganiom urbanistyki.

Szeroko zakrojone plany elektryfikacji wsi, wysuwają na pierwsze miejsce potrzebę masztu oświetleniowego, przystosowanego do doprowadzenia prądu z sieci napowietrznej i ze względu na masowość zapotrzebowania wybitnie taniego lecz estetycznego. Jest nim popularny typ masztu „Ala“, już od roku 1938 wprowadzony w wielu gminach wiejskich i miejskich. (Ryc. nr 2).

Przekrój masztu jest dwużłobkowy z poziomymi żeberkami w żłobkach. Otwory w żeberkach służą elektromonterowi do wtykania w nie rurek jako szczebli do wchodzenia na górę. Przy schodzeniu wyrzuca je na ziemię. Rozstaw otworów w wysięgniku żelbetowym do lamp, daje możność przesunięcia punktu zawieszenia armatury lampy wyżej lub niżej, w zależności od wymaganego zasięgu światła i ilości potrzebnych izolatorów. Pokamieniarskiej obróbki. Waga masztu przy 10 metrowej długości wynosi około 600 kg.

Umiejętnie dobrany kształt masztu i nienaganna organizacja pracy w zakładzie, przy zastosowaniu produkcji seryjnej, daje możliwości uzyskania tak niskiej ceny masztu, że dalsze stosowanie do celów oświetleniowych nietrwałych, i brzydkich słupów drewnianych należy uznać za całkowicie bezcelowe. Efektywnie wyższy koszt zakupu amortyzuje się w miarę użytkowania i nie powinien stanowić przeszkody w masowym stosowaniu masztów stalbetowych, szczególnie w dzisiejszej gospodarce państwowej i długofalowym planowaniu, gdzie każda nowa trwała inwestycja, będąca własnością narodu i bogactwem kraju, staje się

jednocześnie podstawą naszej waluty — tym silniejszą podstawą, o ile poprzez jej zastosowanie zwalnia się odpowiednią ilość cennego materiału eksportowego.

W osiedlach, gdzie już swego czasu ustawiono słupy drewniane może okazać się celowym dla zwiększenia ich trwałości, zastosowanie lekkich szczudeł stalbetowych. Jako odpowiednik do szczudeł, nadają się do zawieszenia lamp na takich masztach wysięgniki stalbetowe, przymocowane do słupa śrubami. Zachodziłaby możliwość wykonania takich wysięgników z drzewa lub żelaza. Ale pierwsze wymagają podparcia wysięgnika zastrzałem, co daje masztom mało przyjemny wygląd szubienic, natomiast wysięgniki żelazne są drogie, mało estetyczne i marnotrawią materiał, który można by użyć z pożytkiem tam, gdzie żelazo jest nie zastąpione. Wysięgnik stalbetowy jest niezniszczalny, nie razi swym wyglądem, a koszt jego zakupu jest stosunkowo niewielki.

Wysięgniki te są zasadniczo zaprojektowane do masztów typu „Ala" i rozstaw otworów do przymocowania ich do masztu zezwala na zamocowanie wysięgnika na dowolnej wysokości. Przewody z linii napowietrznej są doprowadzone do armatury lampy rurką zabetonowaną wewnątrz wysięgnika. Dla uniknięcia zawilżenia przewodów w rurce, otwór rurki znajduje się w spodniej części wysięgnika obok masztu. Dalej lekkim łukiem rurka przechodzi do poszerzonej części biegnącej wzdłuż wysięgnika i zakończona jest trójnikiem dla zamocowania armatury.

Opisane wysięgniki mogą być również przymocowane do ścian domów, co pozwala na zainstalowanie lamp oświetleniowych w ciasnych uliczkach bez zabierania miejsca pod słupy na wąskich chodnikach.

Z masztów o ozdobnym wykończeniu, przystosowanych do doprowadzenia prądu kablem ziemnym, najprostsze w swej konstrukcji są słupy latarniowe.

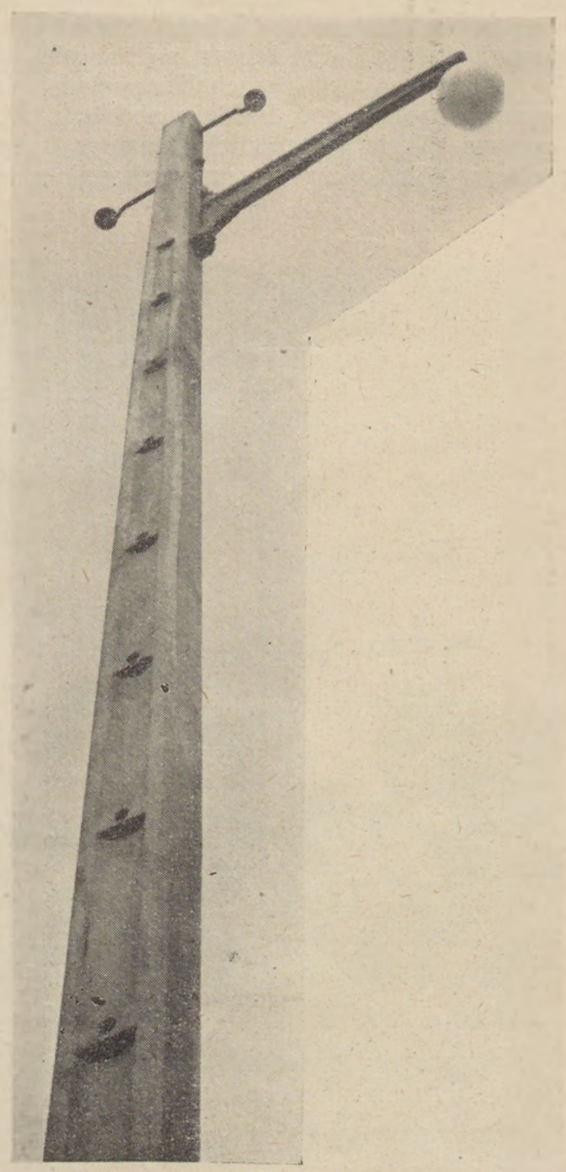
Słupy latarniowe typu „Kula EW" były u nas pierwszymi z tego rodzaju słupów, używanych do oświetlenia parków i zieleńców, a wykonane zostały według projektu Elektrowni Warszawskiej. Dla racjonalnego wykorzystania światła pod konarami drzew, wysokość słupów nie przekracza 4 m. Mają one przekrój sześciokątny, smukłe wymiary i estetyczny wygląd. Ze względu na swoją małą wagę są łatwe w transporcie i ustawianiu. (Słup waży 166 kg).

Słupy podobnego typu „Kula EK", lecz o przekroju okrągłym, wykończone są również po kamieniarsku, groszkowane, mają wprowadzoną tą inowację, że drzwiczki ich są wykonane z ramki z bronzu niełamliwego, wypełnionej betonem, również po kamieniarsku wykończonym.

Przyjemnym wykorzystaniem miejsca pod latarnią jest ustawienie niskich wazonów na kwiaty, zaprojektowanych jako przystawki do słupów latarniowych i związanych z nimi w architektoniczną całość. Szczególniej w dzielnicach willowych i na ulicach i placach o mniejszym natężeniu ruchu, można je stosować dla upiększenia i ożywienia wyglądu ulicy. Wyrabiane są jako oddzielne elementy betonowe o kamieniarskim wykończeniu. Wysokość ich ponad chodnikiem nie przekracza 20 cm, natomiast pod terenem dla stworzenia zbiornika na dostateczną ilość humusu dla roślin, winny być zagłębione przynajmniej 30 cm. Przystawki nie posiadają dna, aby rośliny mogły korzystać z wody gruntowej bądź też pozbywać się nadmiaru wody opadowej. Część przysłupowa przystawki jest wyższa i łączy się architektonicznie z cokołem słupa, tworząc zarazem tło dla kwiatów i ich osłonę od ruchu na jezdni ulicznej.

Na Ryc. nr 3 pokazany jest słup latarniowy z przystawką na kwiaty i jak widać z rysunku jest ona prawdziwą ozdobą zarówno dla otoczenia jak i dla samej latarni, która przestaje razić samotną sztywnością swego słupa.

Dalszym typem słupów latarniowych są słupy do latarń gazowych „G. W." Rdzeń słupa stanowi tu rura gazowa o średnicy 1,5 cala, zakończona



Ryc. nr 2

gwintem u góry, zaś od dołu trójnikiem dla dopływu i przepływu gazu świetlnego. Na wierzchołku słupa oparty jest wspornik pod drabinkę, nasunięty na wystającą rurę i przymocowany wąską nakrętką. Wsporniki wykonane są z bronzu niełamliwego. Nie robi się ich z żelaza, dla uniknięcia konserwacji i ewentualnych rdzawych zacieków na słupie. Wymiary słupa można uważać za zesztandaryzowane, gdyż inne wysokości dla oświetlenia gazowego nie są używane.

Do działu słupów latarniowych należy również zaliczyć wykonane przez firmę „Wibrobeton" w Krzeszowicach, maszty dla odbudowującej się Stolicy, ustawione na ulicy Nowy Świat. W dziejach dotychczasowej produkcji masztów stalbetowych w Polsce jest to wypadek może najbardziej charakterystyczny dla decydującego wpływu urbanistyki na formę i rodzaj wykończenia masztu. Projektodawca BOS licząc się z odbudową Nowego Światu w dawnym jego stylu, chciał upodobnić maszt oświetleniowy i jego armaturę lampy, pomimo zastosowania oświetlenia elektrycznego, do dawnych żeliwnych latarń gazowych lub jeszcze wcześniejszych naftowych. Dlatego słupy stalbetowe zostały wykonane w kolorze szarostalowym, przypominającym kolor żeliwa, są na całej wysokości szlifowane, a u wierzchołka posiadają zabetonowany wspornik pod drabinkę podobnie jak słupy gazowe. W efekcie architektonicznym uzyskano zarówno w dzień jak i w nocy doskonałe zharmonizowanie urządzeń oświetleniowych z elewacją budynków.



Ryc. nr 3

Do najczęściej używanych masztów do oświetlenia ulic wielkomiejskich można zaliczyć maszty typu „Harfa E. W." i typu „Lot" — jedno i dwuramienne. (Ryc. nr 4).

Typ pierwszy o głowicy zakończonej pięknym, lekkim łukiem jedno lub dwustronnym, daje możność wykorzystania wysokości łuku, na podniesienie punktu zaczepienia światła. Głowica drugiego typu, to stylizowane skrzydełka, swą lekkością i prostotą linii w połączeniu ze smukłością masztu, daje estetyczny wygląd całości. Sam maszt przy obu typach jest identyczny w konstrukcji i przekrojach. Różni się jedynie sposobem zamocowania głowicy.

Maszty te, jak zresztą wszystkie inne, przystosowane do doprowadzenia prądu kablem ziemnym, mają cokół próżny i na głębokości 60 cm. poniżej terenu dna naprzeciwko siebie leżące otwory, które służą do wprowadzenia i ewentualnie przy szeregowym ustawieniu masztów, do wyprowadzenia kabla ziemnego. W cokole jest również zabetonowana skrzynka na aparaty elektrotechniczne z ramką i drzwiczkami żeliwnymi, zamykanymi na klucz trójkątny. Skrzynka dla ułatwienia produkcji masztu, jest wykonana z cienkiej blachy 0.75 lub 1 mm, przy czym w spodzie skrzynki są przynitowane dwa płaskowniki,, w których nagwintowane są otwory dla późniejszego przykręcenia we wnęce masztu, tabliczki rozdzielczej.

Drzwiczki bywają albo całkowicie żeliwne, albo też wykonane w formie ramki, wypełnionej betonem, który zostaje wykończony po kamieniarsku, na podobieństwo całości masztu. W tym ostatnim wypadku zarówno obramowanie wnęki jak i ramka samych drzwiczek jest lana z bronzu niełamliwego. Na drzwiczkach masztu, podobnie jak na każdym maszcie do linii niskiego i wysokiego napięcia, winna się znajdować tabliczka, podająca nazwę zakładu produkcyjnego.

Od wnęki w cokole do wierzchołka masztu przebiega rura żelazna, o Ø 5/4 cala wystająca ponad maszt 14 do 20 cm, w zależności od systemu zamocowania głowicy. Dookoła wystającego odcinka rury, wykształtowany jest pierścień betonowy o łagodnych spadkach, wysokości około 2 cm. Jako odpowiednik do opisanego pierścienia, każda głowica masztu posiada w miejscu połączenia z masztem, takiegoż kształtu wgłębienie. Jest to ważny szczegół, gdyż zamocowanie głowicy oparte jest wyłącznie na połączeniu jej z wystającym odcinkiem rury, który dzięki pomysłowemu wykształtowaniu połączenia jest całkowicie zabezpieczony od przenikania wody deszczowej a tym samym od korozji.

Nie jest koniecznym używanie na całej długości rury o Ø 5/4 cala, a nawet ze względów oszczędnościowych, wskazanym jest stosowanie rury o średnicy 1" lub 3/4", z tym jednak zastrzeżeniem, że u wierzchołka masztu będzie przyspawany odcinek rury 5/4" na długości 75 — 100 cm. Jest to warunek nieodzowny ze względu na odpowiednio silne połączenie z głowicą i przystosowa-

nie się do wymiarów odlewów żeliwnych zabetonowanych w głowicy, zależnych od przekroi masztu i samej głowicy. Odlewy te mają kształt zależny od formy, ilości ramion oraz od sposobu zamocowania armatury, na stałe lub na sprzęgle automatycznym, zezwalającym na opuszczenie lampy. Ten ostatni system jako droższy w instalacji, wymagający stałej konserwacji, a przy standaryzacji wysokości masztów oświetleniowych droższy nawet w obsłudze, wychodzi niemal całkowicie z użycia i stosowany jest wyłącznie w małych miasteczkach, posiadających jedynie kilka lamp ulicznych lub też przy wyjątkowo wysokich zresztą rzadko stosowanych masztach. Dlatego też bliżej omawiać go tu nie będę, wspomnę jedynie, że da on się zastosować zarówno do masztów typu „Lot" jak i do masztów „Harfa E. W.".

Winda do opuszczania armatur kryje się wówczas we wnęce cokołu. Maszt posiada zamiast jednej dwie rury, gdyż druga służy dla przeprowadzenia linek stalowych. Jedną windą, nie widoczną na zewnątrz cokołu, przy odpowiednim urządzeniu można obsłużyć dwie, trzy lub więcej lamp w zależności od ilości ramion. (Ryc. nr 5).

Technika oświetlenia ulic dąży do znormalizowania wysokości masztów i utrzymania wysokości punktu świetlnego na 7—8 metrach, regulując zasięg światła raczej systemem rozstawienia masztów np. środkiem dwutorowej jezdni, bądź też przy krawędzi chodnika, jak również nastawieniem armatury zamocowanej na stałe, pod odpowiednim kątem.

Wskaźnikiem w systemie oświetlenia nowoczesnych miast jest założenie, że lampy uliczne służą do oświetlenia jezdni, natomiast chodniki będą dostatecznie oświetlone wystawami i reklamami świetlnymi sklepów i domów towarowych. W tych warunkach każde większe miasto stosuje do wymiany żarówek lub naprawy lamp, drabiny przewoźne i używa masztów przystosowanych do zamocowania armatury lamp na stałe. Pokutujące jeszcze w działach technicznych niektórych elektrowni tendencje do stosowania armatur opuszczanych — należy poprostu starać się wyplenić.

Głowice masztów przystosowanych do lamp stałych, mają w swych ramionach przeprowadzone rurki ½ calowe, opierające się jednostronnie w gniazdku odlewu żeliwnego, zaś z drugiej strony wylot rurki zakończony jest trójnikiem o przelocie ¾ cala lub 1 cal. Tak szeroki przelot użyto dla umożliwienia regulacji pionowego zamocowania, na specjalnym urządzeniu, armatury lampy. Z wierzchu trójnik jest następnie przykryty czapeczką betonową lub zabezpieczony od wilgoci masą bitumiczną. Próby stosowania kolanek w zakończeniu rurki, dały niekorzystne wyniki z uwagi na trudności absolutnie pionowego zabetonowania wylotu kolanka w ramieniu, co w konsekwencji uniemożliwiało dokładne prostopadłe zamocowanie armatury.

Stosownie do zasad techniki oświetlenia, najczęściej używane są do lamp ulicznych maszty o całkowitej długości 8,65 m, które przy głębokości zakopania 1,50 m, w obu ostatnio opisanych typach, uwzględniając odchylenie wzwyż po zamontowaniu ramienia, dają wysokość punktu zaczepienia światła 7,20 m nad poziomem przy typie „Lot", lub 7,65 m przy typie „Harfa EW". Maszt o tych wymiarach waży 560 kg, wysięgnik jednoramienny 32 kg, dwuramienny 53 kg. Waga masztu przy wysokości punktu świetlnego 9 m, podnosi się do 725 kg, przy wysokości 10 m nad poziomem do 890 kg. Niezależnie od wysokości przekrój górny masztu, przystosowany do wymiaru głowicy, posiada zawsze niezmienny wymiar 12 cm między bokami ośmiokąta. Uzyskuje się dzięki temu smukłość linii i lekkość masztu ułatwiającą transport i ustawianie.

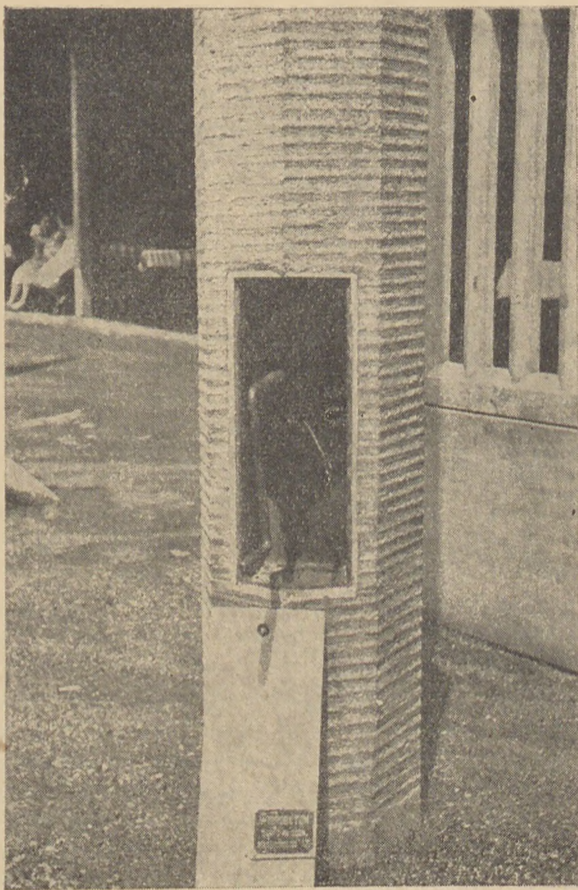
Maszty oświetleniowe nie wymagają specjalnego fundamentu, wystarczy położenie w wykopie pod spód masztu zwykłej płyty chodnikowej o wymiarach 50 × 50 cm. Głębokość zakopania reguluje się według wzoru:

$$gl = \frac{H}{10} + 0.60 \text{ m.}$$

gdzie „gł" — to głębokość zakopania, „H" równa się całkowitej długości masztu. Oczywiście w wypadkach gdy zachodzi konieczność podwyższenia masztu, kosztem głębokości zakopania, należy wykonać fundament, obliczony stosownie do rodzaju gruntu. Na jednym z mostów żelbetowych budowanych w Polsce przed wojną, zostały ustawione



Ryc. nr 4



Ryc. nr 5

maszty stalbetowe wysokości 7,5 m, wpuszczone w żelbet mostu, zaledwie na 20 cm. Wkładki uzbrojenia masztu zostały celowo dołem wypuszczone i odpowiednio zakotwiczone w konstrukcji mostu.

Stosunkowo duża różnica wagi, części przyziemnej, cokołu, ze smukłym wierzchołkiem, pozwala na łatwe ustawienie masztów przy pomocy tak zwanych folg, i linki regulującej bez użycia wind lub jakichkolwiek innych specjalnych urządzeń. Maszty typu „Lot" o głowicy trzy lub czteroramiennej. (Ryc. nr 6), ustawiane zazwyczaj na skrzyżowaniach dróg, lub na placach miejskich — o różnych wysokościach dochodzących do 12 — 15 m. nad poziomem, mają równie wdzięczny i lekki wygląd.

Z innych typów wspomnę o masztach „P.Z.L."; cechą charakterystyczną ich budowy jest to, iż posiadają one przekrój prostokątny, a skrzynka na aparaty elektrotechniczne jest oddzielnym elementem, dobudowanym w formie przystawki, częściowo obejmującej dolną część masztu. Wprowadza to pewną asymetrię linii, charakterystyczną dla tego typu, a daje ciekawe urozmaicenie przez odstępstwo od utartych szablonów.

Maszty typu „E. K.", o których wspominałem na wstępie, o przekroju krzyżowym projektu Elektrowni Krakowskiej, mają wysokość punktu świetlnego 10,5 m nad poziomem. Całkowita długość masztu 12,70 m. Waga masztu wraz z głowicą 1.450 kg. Są dość trudne w produkcji. Ze względu na wąskie przekroje ramion krzyża, wymagają zastosowania wkładek uzbrojenia z wysokowartościowej stali budowlanej, gdyż zwykłe okrągłe żelazo handlowe zajmuje zbyt wiele miejsca. Oryginalny kształt masztów i ich ostro zarysowujące się i cieniujące w świetle płaszczyzny boczne, przy prostocie linii głowicy, dają w rezultacie piękną nowoczesną całość.

Kształt masztu daje urbanistom wspaniałe możliwości wykorzystania efektów świetlnych w nocy. Maszty o podobnym przekroju, lecz konstrukcji żelaznej, widziałem przy Alei Wilsona w Paryżu. W okresie wystawy światowej, zainstalowano w cokołach każdego z masztów reflektory, rzucające przez cztery otwory w wierzchniej części cokołu, fioletowe promienie, biegnące strzeliście ku górze po wgłębieniach wytworzonych z czterech stron ścianek masztu, dających w przekroju poziomym formę krzyża. Dwa rzędy jasnych smukłych masztów wśród fioletów promieni rozpylających się i krzyżujących w białym świetle latarń, zawieszonych u wierzchołka, tworzyły jakby dwa rzędy niesamowitych pochodni okalających bulwar — pozostawiając niezapomniane wrażenie.

Wszystkie opisane typy masztów produkowane są systemem wibracyjnym. Do produkcji używa się przeważnie form drewnianych. Formy wykonane być muszą starannie i odpowiednio okute na złączach. Ponieważ formę można rozbierać niemal zaraz po zawibrowaniu, należy mieć większą ilość podkładów, gdyż z jednej formy można wykonać kilka masztów dziennie. Maszt winien spoczywać na podkładzie najmniej 48 godzin w okresie letnim, zimą najmniej 3 dni. Wcześniejsze zdejmowanie z podkładu powoduje tworzenie się rys włoskowatych, które mogą nie być groźne dla korozji uzbrojenia, lecz wpływają ujemnie na wygląd masztu, szczególniej gdy jest on szlifowany, lub wykończony po betoniarsku, tj. zatarty bezpośrednio po rozebraniu formy rajbetką na gładko. Podkłady winny być ustawione na równym podłożu, a sama ich konstrukcja dostatecznie sztywna, aby maszt w czasie tężenia po rozebraniu formy nie mógł ulec jakiemukolwiek odkształceniu.

Próżnię w cokole masztu tworzy się przy pomocy wkładki cylindrycznej, drewnianej lub blaszanej, wsuwanej przez otwór w dolnej, czołowej ściance masztu. Wkładkę tą tworzącą próżnię od spodu masztu, aż do wnęki na aparaty elektrotechniczne, bezpośrednio po zawibrowaniu, porusza się parokrotnie ruchem obrotowym, a przed rozebraniem formy wyciąga się. Beton dookoła próżni winien być na tyle zagęszczony przez wibrację i usztywniony uzbrojeniem, aby nie mógł nigdzie wykazywać zapadania. Samą wibrację przeprowadza się najczęściej wibratorami przyczepnymi, jednym lub dwoma w zależności od długości masztu. Dokładniejszy opis wibracji i rodzaje najkorzystniejszych wibratorów, podam w następnym artykule o masztach teletechnicznych i linii niskiego napięcia.

Stosowanie cementu przedniego wzamian zwykłego portlandzkiego, jest bardzo zalecone, zarówno ze względu na jakość wyrobu, jak i na oszczędności wynikające ze zwiększonej produkcji przy tym samym, kosztownym parku form i podkładów.

Jako kruszywo do masztów oświetleniowych używa się grysów granulowanych skał twardych, zazwyczaj o drobnym uziarnieniu 1 — 3 mm i 3 — 5 mm, gdyż maszty oświetleniowe przeważnie otrzymują szlachetniejsze wykończenie kamieniarskie, które wymaga tylko drobnych sortymentów kruszywa dla racjonalnej obróbki betonu dłutem kamieniarza. Przy tak drobnych grysach, piasku dodaje się minimalną ilość, natomiast cementu stosuje się około 450 kg na 1 m³. Stosunek ten tłomaczy się nie tylko drobną frakcją kruszywa, lecz również koniecznością uzyskania betonu o minimalnej nasiąkliwości. Maszt oświetleniowy jest bowiem elementem o małych przekrojach, o procentowo dużej ilości żelaza, i najbardziej może wszechstronnie narażonym na niekorzystne wpływy atmosferyczne.

Uzbrojenie masztu oświetleniowego nie może się opierać jedynie na obliczeniu statycznym bazowanym na danych elektrowni, które zazwyczaj żądają obliczenia na obciążenie masztu, — od parcia wiatru i wagi jednego człowieka z narzędziami na wspartej o maszt drabinie. Należy przyjąć pod uwagę siły dynamiczne wywołane specjalnie niebezpiecznymi przy transporcie kolejowym, drganiami na każdym złączu szyn, nieostrożnością obsługi kolejowej przy przetaczaniu wagonów i nieostrożnością personelu elektrowni, przy rozładunku i transporcie na miejsce ustawienia. Rzecz jasna, że można i trzeba wpływać na wszystkie te czynniki dla umniejszenia złego, lecz mimo wszystko maszt oświetleniowy jako element wybitnie długi o przekrojach, z uwagi na smukłość i lekkość linii, sprowadzonych do minimum, — musi być zawsze w stosunku do swej pracy w terenie, — poważnie przezbrojony.

Należy pamiętać, że maszt stalbetowy ma spełnić nietylko warunek wiecznotrwałości, lecz nie mniej ważnym jest warunek piękna. Dlatego też nie można dopuścić do powstania na nim szpecących rys włoskowatych. W dużej mierze chroni od ostatniego błędu nawinięcie na gotowym szkielecie uzbrojenia, w części masztu ponad cokołem, spirali z drutu 2 mm, która stanowi wówczas uzbrojenie wierzchniej warstewki betonu utulającej uzbrojenie zasadnicze.

Sam szkielet uzbrojenia przed włożeniem go do formy, winien mieć założone na strzemionach krążki betonowe, regulujące położenie wkładek w formie. Nie można przesadzać z ilością krążków regulujących, a w szczególności nie zakładać ich po kilka w pobliżu, na jednym strzemieniu. Krążki winny być rozrzucone na wielu strzemionach w różnych punktach, w przeciwnym bowiem razie, zyskując dobre zabezpieczenie rozkładu wkładek uzbrojenia, ryzykuje się powstanie drobnych rys włoskowatych na strzemionach o zbytnim zagęszczeniu krążków.

Bezpośrednio po rozebraniu formy należy płaszczyzny boków masztu zatrzeć rajbetką. Jest to nieodzowne, jeżeli maszt ma otrzymać tzw. wykończenie betoniarskie, a bardzo wskazane, o ile maszt jest przeznaczony do obróbki kamieniarskiej lub do szlifowania, odpada bowiem w wielkiej mierze późniejsza żmudna robota szpachlowania. Z różnych rodzajów wykończeń kamieniarskich specjalnie zalecać należy, zwykłe cięcie dłutem w poprzek całej płaszczyzny boku, które najbardziej upodabnia maszt do kutego z naturalnego kamienia i najlepiej odpowiada charakterowi materiału.

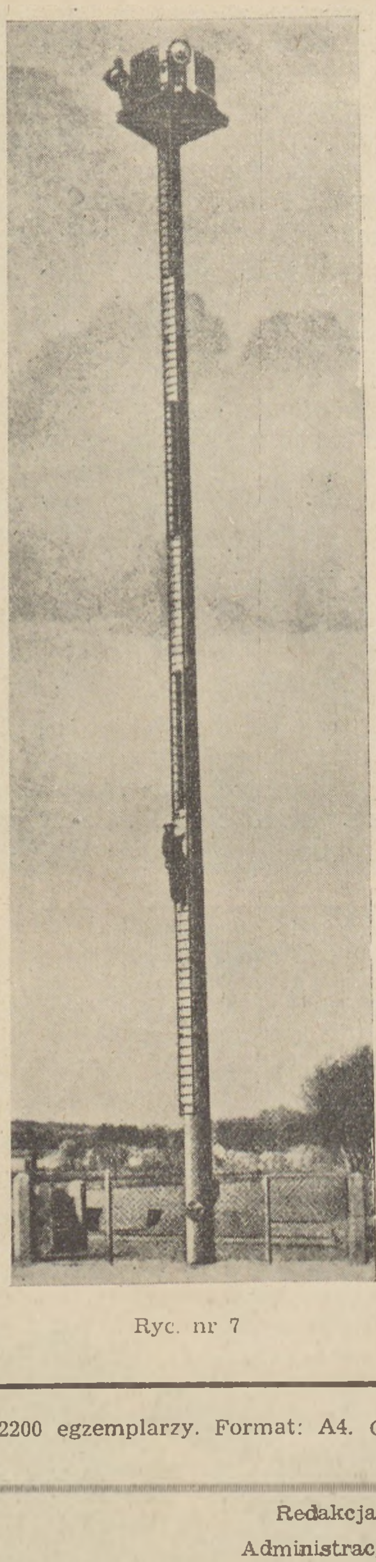
System groszkowania powierzchni i odcinania szlifowanych kantów, aczkolwiek znajduje swoich zwolenników, tym niemniej pozostanie zawsze sztukaterią bardziej odpowiednią dla pomników cmentarnych, niż dla masztów oświetleniowych.

Maszty szlifowane są najdroższe w wykończeniu i jak już wspomniałem, najłatwiej uwidaczniają się na nich nieszkodliwe wprawdzie lecz szpecące rysy włoskowate.

Istnieje jeszcze jeden system wykańczania masztów tzw. „Lap“, dotąd u nas nie wprowadzony. Jest to patent francuski, polegający na stosowaniu zimnej glazury w różnych kolorach nawet jaskra-



Ryc. nr 6



Ryc. nr 7

wo niebieskich i zielonych, jak również w kolorze imitującym różne odcienie marmuru. Trudno powiedzieć, jakie rezultaty dałaby w naszym klimacie glazura „Lap".

Można by mieć obawy, że beton poddany obróbce kamieniarskiej, podlegając pewnej zmianie strukturalnej, przez cięcie jego wierzchniej powłoki zabezpieczającej od nasiąkliwości — traci na swej trwałości. O ile przy betonie ubijanym ręcznie, tymbardziej wykonywanym z grysików marmurowych (terrazza) tego rodzaju podejście ma swoje pełne uzasadnienie, o tyle przy masztach wibrowanych o wybitnie zwięzłym, doskonale zagęszczonym betonie, wykonywanym z grysów skał pochodzenia wulkanicznego o minimalnej nasiąkliwości, przy betonie który wykazuje przeciętną wytrzymałość kostkową 450 kg/cm² — obawy te są płonne.

Bezsprzecznie wierzchnia warstewka wibrowanego betonu, na którą w czasie wibracji przenika mleczko cementowe jest pewnego rodzaju ochroną, lecz z biegiem lat o nasiąkliwości betonu, decyduje tylko jego wewnętrzna konsystencja. Dowodem tego są dobrze wykonane maszty oświetleniowe, stojące na ulicach naszych miast od lat piętnastu, wykończone po kamieniarsku, nacinane, na których — pomimo to — nigdzie nie da się zauważyć śladu korozji wkładek uzbrojenia. Zagadnienie sprowadza się ponownie do solidności i fachowości wykonawstwa.

W końcu pisząc o masztach oświetleniowych należy wspomnieć o masztach „reflektorach", używanych w portach i masztach „majakach", ustawianych na lotniskach i mających podobne znaczenie dla lotników, jak latarnia morska dla żeglarzy.

Maszty te mają wysokość około 30 m nad poziomem i są budowane z dwóch masztów stalbetowych rurowych, łączonych w jedną całość na budowie, przed ustawieniem. W połowie wysokości i u wierzchołka mają zazwyczaj balkoniki dla obsługi kontrolującej reflektory. (Ryc. nr 7).

Nakład: 2200 egzemplarzy. Format: A4. Objętość: 1,5 arkusza. Papier druk. sat. 70 gr. klasa V. form. 61×86.

Redakcja: **Warszawa, Srebrna 4, tel. 8-79-41.**
Administracja: **Sosnowiec, 3 Maja 22, tel. 6-11-21.**

Redaktor: **mgr Lucjan Mazurkiewicz.** Wydawca: **Centrocement**, Zjednoczone Fabryki Cementu, Sosnowiec.

Warunki prenumeraty:

W kraju prenumerata roczna	zł 2.000.—
„ „ półroczna	„ 1.100.—
„ egz. pojedyńczy . . .	„ 200.—
„ egz. podwójny . . .	„ 400.—
Na zagranicę: prenum. roczna .	„ 2.400.—
„ „ półroczna .	„ 1.300.—
„ egz. pojedyńczy	„ 200.—
„ „ podwójny .	„ 400.—

Ogłoszenia:

na okładce str. 2 i 3.		na okładce str. 4.		w tekście	
cała stronica	15.000.—	1/1 strony	30.000.—	1/1 strony	20.000.—
1/2 „	8.000.—	1/2 „	18.000.—	1/2 „	12.000.—
1/4 „	5.000.—	1/4 „	14.000.—	1/4 „	9.000.—
1/8 „	3.000.—	1/8 „	10.000.—	1/8 „	7.000.—

Konto PKO Nr III—5315, brzmienie konta: Centrocement, Zjednoczone Fabryki Cementu, Sosnowiec

Zam. 5277 — Zakł. Graf. „Książka i Wiedza", Warszawa, Tarczyńska 8 — B-118436